

FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de Ingeniería de Minas

“DISEÑO DE UN PROGRAMA ÓPTIMO DE COLOCACIÓN
DE ROCAS PARA MEJORAR LA PLANIFICACIÓN DE
BOTADEROS DE DESMONTE DE UNA MINA DE ORO EN
LA REGIÓN LA LIBERTAD, 2020”

Tesis para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS



Autor:

Edinson Rosmel Vasquez Rojas

Asesor:

Ing. Jesús Gabriel Vilca Pérez

Trujillo - Perú

2020

DEDICATORIA

A Dios padre todo poderoso dador de vida
por haberme regalado el don de la vida y sabiduría.

A mis queridos padres Romel y Amelia
por su apoyo constante en todo mi proceso
de formación profesional, por sus sacrificios y su motivación
en cada una de mis batallas,
gracias por su amor infinito, los amo.

A mi hermana Gorety
para ser ejemplo en su crecimiento profesional.

AGRADECIMIENTO

A mi alma mater la Universidad Privada del Norte que me albergó durante los años que duró mi carrera profesional y por brindarme los recursos necesarios para mi formación integral y holística.

A los docentes de la Universidad Privada del Norte por su dedicación en el dictado de clases, en la transmisión de sus conocimientos y experiencias que hoy veo volcadas en mi trabajo profesional.

A mi asesor que contribuyó a este logro por su tiempo y apoyo en la elaboración de mi trabajo profesional.

Tabla de contenidos

DEDICATORIA.....	2
AGRADECIMIENTO.....	3
ÍNDICE DE TABLAS.....	5
ÍNDICE DE FIGURAS.....	6
ÍNDICE DE ECUACIONES.....	8
RESUMEN.....	9
CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN.....	11
1.1. Realidad problemática.....	11
Marco normativo.....	51
1.2. Formulación del problema.....	52
1.3. Objetivos.....	52
1.4. Hipótesis.....	52
CAPÍTULO II. METODOLOGÍA.....	53
2.1. Tipo y diseño de investigación.....	53
2.2. Población y muestra (materiales, instrumentos y métodos).....	53
2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos.....	54
2.4. Procedimiento.....	55
CAPÍTULO III. RESULTADOS.....	58
CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES.....	78
4.1. Discusión.....	78
4.2. Conclusiones.....	81
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.....	83
ANEXOS.....	86

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1:Muestra de estudio	54
Tabla 2:Aspectos generales de la empresa minera de oro a tajo abierto	58
Tabla 3:Características de los depósitos de desmonte.....	59
Tabla 4:Viaje de ida y vuelta anual (1000 km)	60
Tabla 5:Requisito anual de horas de camiones (hora).....	61
Tabla 6:Productividad promedio anual de camiones en m ³ /km	62
Tabla 7:Programa simplificado de bloques mineros	65
Tabla 8:Resumen de Pits existentes.....	66
Tabla 9:Tamaño del problema y tiempo de solución	68
Tabla 10:Productividad anual de camiones en LCM/km	69

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Elementos de un botadero.	19
Figura 2: Disposición de botaderos en laderas.	20
Figura 3: Disposición de botaderos en quebrada.	20
Figura 4: Disposición de botaderos en tortas.	21
Figura 5: Levantamiento superficie del talud.	23
Figura 6: Sección típica de las rutas de acarreo.	25
Figura 7: Tipos de descarga en botaderos.	26
Figura 8: Pendiente de una ruta.	27
Figura 9: Secuencia de vertido con la estrategia de primer recorrido más corto.	29
Figura 10: Secuencia de vertido con la estrategia de acarreo centrada.	29
Figura 11: Secuencia de vertido con la estrategia de larga distancia y de corto recorrido. ..	30
Figura 12: Evaluar todas las posibles ubicaciones de descarga para un bloque de minería.	30
Figura 13: Evaluar el costo del transporte a una ubicación de descarga en diferentes períodos de tiempo.	31
Figura 14: Vista en sección transversal de los conos de botaderos de roca anidada en relación con el período de tiempo.	33
Figura 15: Ciclo típico de modelamiento y resolución del problema.	35
Figura 16: Ilustración del concepto del método gráfico.	37
Figura 17: Ilustración de la técnica de ramificación y encuadernación.	38
Figura 18: Modelo de colocación de roca en botadero - Modelo de bloque de botadero. ..	39
Figura 19: Programa de minado y la restricción de segregación de materiales.	41
Figura 20: Restricciones de flujo de material de Stockpile y re-manejo.	44
Figura 21: Secuencia de construcción de descarga de Lift by Lift.	45
Figura 22: Secuencia de construcción de descarga de Multi- lift.	47
Figura 23: Marco integrado del sistema de minería y descarga con una regla de segregación de materiales aplicada en un sitio de mina genérico PAF (potencial de formación de ácido), NAF (formación no ácida).	49
Figura 24: Transportar segmentos de ruta desde un pit hasta un vertedero para un bloque minero.	50
Figura 25: Cálculo de distancia plana equivalente entre dos puntos en el espacio 3D.	50

Figura 26: Distancia total de transporte (miles de kilómetros), incluida la posibilidad de volver a manejar mediante tres opciones.....	60
Figura 27: Estimación de horas de camiones requeridas cada año.....	62
Figura 28: Rendimiento anual de productividad de camiones (m ³ /km) por tres opciones.	63
Figura 29: Diseño del sitio de la mina y diseño general de la forma del terreno en el proyecto.	64
Figura 30: Programa anual de movimiento de material desde pits operativos.....	64
Figura 31: Salidas temporales y permanentes según diseño actual.	66
Figura 32: Minería modificada y marco de dumping para el proyecto.	67
Figura 33: Material para rehabilitación re-manejado (m ³) por tres opciones.....	70
Figura 34: Huella final del relieve predicho por el modelo OP.	71
Figura 35: Progresión de la forma de la tierra según el programa de volcado de la opción OP.	71
Figura 36: Huella terrestre predicha por el modelo TB.....	72
Figura 37: Progresión de la forma de relieve predicha por el programa de volcado de opciones de TB.	72
Figura 38: Huella terrestre predicha por el modelo Combo.	73
Figura 39: Progresión de la forma de relieve según el programa de volcado de opciones Combo.	73
Figura 40: Costo estimado de transporte de seis horarios de colocación de rocas.....	74
Figura 41: Costo de transporte programado manual frente al modelo MIP.	75

ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1: Volumen de botaderos.	21
Ecuación 2: Número de volquetes de acarreo.	24
Ecuación 3: Función objetivo lineal.	35
Ecuación 4: Las condiciones limitantes.	35
Ecuación 5: Limitaciones de la variable X_i	35
Ecuación 6: Proporciones de proyección de distancia. Distancia plana equivalente.	51

RESUMEN

La investigación tuvo como objetivo diseñar un programa óptimo de colocación de rocas para mejorar la planificación de botaderos de desmonte de una mina de oro en la región La Libertad, 2020 puesto que, se observó un problema vinculado con la falta de planificación para optimizar el vertido de desmonte. La muestra estuvo constituida por los 02 botaderos de desmonte en roca de la mina de oro a tajo abierto en la región La Libertad. Para realizar el procesamiento de información se trabajó con la técnica de análisis documental, observación y entre los métodos empleados fueron el método analítico, sistémico y tres modelos de programación mixta (MIP): Modelo de optimización de ubicación OP, modelo de uso de camiones TB y COMBO llegando a obtener el siguiente resultado: El diseño de volcado reducirá la demanda de material en un 25%, reducirá la distancia de transporte en un 9.7% y aumentará la productividad del camión en un 12.6%. Concluyendo que los modelos MIP son capaces de generar programas óptimos de colocación rocas en la planificación de descarga de desmonte a partir de soluciones numéricas y gráficas.

Palabras clave: Planificación de mina, diseño de botaderos, descarga de roca estéril de mina, carguío y acarreo, programación entera mixta.

ABSTRACT

The objective of the research was to design an optimal rock placement program for the planning of waste dumps of a gold mine in the La Libertad region, 2020, since a problem was observed related to the lack of planning to optimize the discharge of clearance. The sample consisted of the 02 rock waste dumps from the open pit gold mine in the La Libertad region. To carry out the information processing, we worked with the technique of documentary analysis, observation and among the methods used were the analytical, systemic method and three mixed programming models (MIP): OP location optimization model, TB truck use model and COMBO reaching the following result: The dump design will reduce the demand for material by 25%, reduce the transport distance by 9.7% and increase the productivity of the truck by 12.6%. Concluding that MIP models are capable of generating optimal rock placement programs in waste discharge planning from numerical and graphic solutions.

Keywords: Mine planning, dump design, mine waste rock dumping, loading and hauling, mixed integer programming.

CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

1.1. Realidad problemática

Mundialmente, la minería a cielo abierto se caracteriza por mover diariamente grandes volúmenes de material que luego es trasladado ya sea a las chancadoras para su procesamiento o botaderos de desmonte (Puell, 2017). Dependiendo de su viabilidad económica para su procesamiento, los botaderos pueden ser clasificados en botaderos de lixiviación o botaderos de residuos (Li, Topal, y Williams, 2013). Los costos para la manipulación de materiales constituyen el 50% de los costos operativos en una mina a cielo abierto y una proporción de estos costos son destinados para el transporte de la roca estéril hacia los botaderos de desmonte (Rimelé, Dimitrakopoulos y Gamache, 2018).

Sin embargo, las empresas mineras le dedican poca importancia y los planes para optimizar los botaderos de desmonte son escasos (Montiel, Dimitrakopoulos y Dimitrakopoulos, 2015). Este problema se evidencia en la mina de carbón Narynsukhait una de las compañías mineras con las mayores cantidades de reservas en Mongolia, en 2015 su producción fue de 8 Mt casi el triple de su producción en el año 2013 y se estima que esta producción siga en aumento para satisfacer la demanda del sector, sin embargo se prevé que el volumen del vertedero llegue a su capacidad límite dentro de dos años, si el volumen de material de desecho sigue aumentando puede ocasionar la vulnerabilidad de la pendiente del terreno, es importante recalcar que el carbón es transportado y vertido en el botadero sin considerar la clasificación del tipo de roca estéril (Amarsaikhan, Shimada, Wahyudi, Sasaoka, Hamanaka, 2018).

Asimismo, en la planificación de la producción de minas a cielo abierto el vertido de roca estéril es fundamental mucho más cuando existe la probabilidad de formaciones de

ácido por las mismas rocas de desecho (Ramezanalizadeh, Monjezi, y Mousavnoholi, 2020). Este problema se puede evidenciar en la mina Invierno, ubicado en Chile, los botaderos de carbón muestran una posibilidad enorme de contaminación debido a los desechos de la actividad carbonífera ya que este genera polvo, drenaje de ácidos con metales pesados disueltos y el riesgo de combustión espontánea, aparte de todo esto viene afectando la salud de las personas que se encuentran alrededor (Martínez, 2020).

A nivel nacional la problemática también es evidente, en la minería peruana, el transporte de mineral hacia el pad o hacia los botaderos es crítica debido a que durante la vida de la mina estos recorridos se van a alterar fuertemente, es por ello que la planificación de las etapas de minado garantiza que los objetivos planteados por las empresas mineras se cumplan a lo largo de la vida de la mina (Araujo, 2018). En la mina Tacaza ubicado en el departamento de Puno, los botaderos han sido objeto de reubicación en diferentes ocasiones generando un costo de minado innecesario, así mismo la capacidad del único botadero que existe actualmente está llegando a su capacidad límite pero más preocupante aún es la disposición de botaderos futuros debido a que no se cuenta con una proyección de material de los futuros tajos afectando al flujo de minado (Chura, 2019).

Así mismo, en la unidad minera Constancia ubicado en el departamento de Cusco, se evidenciaban malas prácticas de descarga de los camiones hacia los botaderos ocasionado por la mala selección de la distancia de descarga, una acelerada frecuencia de descarga y las escasas inspecciones para detectar asentamientos o agrietamientos en los frentes de descarga, es así como se planea evaluar las condiciones actuales de vertido de material de desmonte a partir de los tipos de camiones, materiales de desmonte, etcétera (Huamani, 2018).

Por otro lado, en la compañía minera Los Andes Perú Gold S.A.C., ubicado en el departamento de La Libertad no se logró conseguir los resultados esperados para el año 2017

debido a que los ciclos de los camiones utilizados para el acarreo tanto de mineral como de desmonte era de 28 min y 13 min respectivamente, así mismo los equipos de carga presentaban una productividad de 326 m³/h por guardia lo cual resultaba bajo respecto a los KPI de la unidad minera (Martínez, 2019).

En el distrito de Huamachuco, provincia de Sánchez Carrión, región de La Libertad, la empresa minera de oro a tajo abierto se encuentra ubicada geográficamente en la vertiente oriental de la cordillera occidental de los andes centrales en la margen izquierda del río Yamobamba. Su altitud varía entre los 3100 a 3700 m.s.n.m. se dedica a la explotación y procesamiento de un yacimiento pórfido de Cu-Au-(Mo) que consiste en pirita y calcopirita diseminada, oro en venillas de cuarzo con sulfuros, oro en minerales oxidados de Fe (hematita, jarosita, goethita y relectos de pirita, así como cantidades menores de pirrotita, esfalerita, galena, arsenopirita y marcasita). Las reservas de mineral extraíble se estiman en 38 543 958 t, con ley promedio de 0.57 g/t de Au. La producción programada es de 24 000 t/d de mineral, lo que estima 6 años de explotación del tajo.

En cuanto, a la relación desmonte mineral es de 1.08, lo que significa que se generarán 41 627 475 toneladas de desmonte que serán almacenados en los depósitos de desmonte ubicados en las inmediaciones del tajo. El mineral y el desmonte son extraídos mediante una operación a tajo abierto, empleando palas hidráulicas y camiones. Comprende actividades de perforación, voladura, carguío, transporte y apilamiento de mineral en el pad de lixiviación.

Para la perforación emplean perforadoras DM45 con diámetro de taladro de 6 ¾" con una altura de banco de 6.0 m. En la voladura del mineral y desmonte se emplea explosivo ANFO empleándose un factor de potencia promedio de alrededor de 0.18 kg de explosivo

por tonelada de roca. La mina en el cuarto semestre tiene planeado consumir en promedio 259 t/mes de explosivo y se proyecta realizar una voladura semanal.

La empresa minera cuenta con 2 tajos de producción, el tajo Calaorco y el tajo Ethel los cuales abarcan un área total de 41 ha., el tajo Calaorco con 32.1 ha, 330 m de profundidad desde el nivel máximo de 3622 msnm y el nivel mínimo de 3292 msnm; y el tajo Ethel con 8,9 ha y 176 m de profundidad desde el nivel máximo de 3402 msnm y el nivel mínimo de 3226 msnm. La explotación considera utilizar explosivos a un ritmo de 0.18 Kg de ANFO por tonelada de material totalizando 14 431 t de ANFO durante la vida de la mina. Los trabajos se realizan a una sola voladura por semana. Los camiones convencionales de 100 t de capacidad transportan el desmonte hacia el botadero de desmonte y el mineral hacia el proceso de chancado. Las rampas y caminos de acceso principal tienen un ancho nominal de 18 m, con cunetas laterales y de coronación para evacuar el agua de precipitación.

Además, la finalidad de la empresa minera es mantener una tasa constante de producción que maximice el valor actual neto del proyecto, sin embargo, el problema que se ha observado es que la extracción de roca estéril, el acarreo y el vertido no ha sido considerado como parte del programa de producción, generando desviaciones entre la operación real y la planificación de la mina. Por ello, es necesario diseñar un programa de colocación de rocas que describa el movimiento volumétrico de la mina desde su ubicación original in situ en un pit hasta la ubicación de descanso final en un botadero de roca.

Entre **los antecedentes** que respaldan la investigación están los de nivel internacional, nacional y local. A **Nivel internacional** está el trabajo realizado por Amarsaikhan, Shimada, Wahyudi, Sasaoka, y Hamanaka (2018), en el artículo "Optimization of dump bench configuration to improve waste dump capacity of Narynsukhait open pit coal mine" desarrollado en la Universidad de Kyushu, Fukuoka, Japón. El objetivo del artículo es

optimizar la geometría del banco de descarga para incrementar la capacidad del botadero. El modelado matemático de elementos finitos indica que el aumento de la altura de banco puede ocasionar el esfuerzo cortante en el banco y ocasionar la inestabilidad del mismo. A partir de la simulación, se concluye que esta situación puede ser evitada si se trabaja con una altura de banco de 20 metros, berma de seguridad de 10 metros y un ángulo de banco menor a 36° , se esta manera también se puede prevenir o disminuir el total de rocas que pueden desprenderse y poner en riesgo la producción así como la integridad del personal.

También, se encuentra lo realizado por Riméle, Dimitrakopoulos, & Gamache (2018), en un artículo titulado "A stochastic optimization method with in – pit waste and tailings disposal for open pit life – of – mine production planning" desarrollado en la Universidad McGill, Canadá, tuvo como objetivo emplear un programa estocástico para planificar la vida útil de la mina que integre la eliminación de relaves y residuos. El modelo utilizado es el OMPSIP-ITD, de acuerdo a las dimensiones de la pila (1224 m x 100 m) esta abastecería un volumen de 81 millones de metros cúbicos así también, el programa muestra que se han extraído 1177 bloques de los cuales 677 bloques de relaves han sido almacenados dentro del pozo y 500 fuera. Se concluye que el programa estocástico permite la incorporación de relaves y de los residuos mineros dentro del tajo en la planificación de la vida útil y en la optimización de la producción.

Puell (2017), también publicó un artículo "Methodology for a dump design optimization in large – scale open pit mines" desarrollado en la Universidad de Arizona, Tucson, USA. El objetivo del artículo es modelar y optimizar el diseño final del botadero reduciendo los costos de transporte. El modelo LP indica que cuando mayor es la huella mayor será el costo de transporte, mientras que el costo de transporte presenta un aumento ligero si se disminuye el área de la huella. El modelo AMPL y CPLEX indican que la solución es para un volcado

de seis ascensores logrando optimizar a un mínimo de \$42.7. De acuerdo a las iteraciones el botadero 2 cumple con la capacidad que se requiere desde el aspecto operativo y económico. Se concluye que los diseños de los botaderos deben estar adecuadamente ubicados y optimizados ya que se encuentran entre los costos más importantes en minería.

Por otro lado, **a nivel nacional**, está la tesis elaborada por Martínez (2019), con el título "Mejoramiento de producción del carguío y transporte mediante la teoría de colas en compañía minera Los Andes Perú Gold SAC" para optar el título profesional de ingeniero de minas por la Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo y cuyo objetivo fue emplear la teoría de colas para mejorar la producción de las operaciones unitarias de carguío y acarreo. La teoría de colas logró reducir los costos unitarios de operación en 1.09% así también, la producción de la maquinaria de carguío y transporte incrementó cerca de 10.03% y 12.91% optimizando los procesos de carguío y transporte de 326 m³/h a un rendimiento de 356 m³/h, los costos de carguío se redujeron de 21.79 \$/Tn a 21.05 \$/Tn, mientras que en el transporte se redujo de 81.43 \$/Tn a 80.11 \$/Tn, demostrando resultados satisfactorios para la compañía minera.

Además, Feliciano (2018), en la tesis "Dimensionamiento de flota de camiones para el aumento de producción a 1090000 BCM en la mina Colquijirca – tajo norte para el 2016" para optar el título profesional de ingeniero de minas por la Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann, Tacna, se planteó como objetivo determinar la flota de acarreo bajo parámetros técnicos y económicos para incrementar la producción a 1090000 BCM en el tajo norte de la mina Colquijirca, concluyendo que en las operaciones de acarreo de desmonte y mineral el costo unitario es de 2.4 US\$/BCM y 2.7 US\$/BCM, y el costo unitario para los camiones es de 2.3 US\$/BCM, el rendimiento óptimo de los volquetes es de 21.2

BCM/h y 19.1 BCM/h en desmonte y mineral respectivamente y para los camiones se obtuvo un rendimiento de 79.5 BCM/h.

También está el trabajo realizado por Soto y Tarazona (2016), con la tesis "Diseño, validación e implementación de una aplicación de acarreo en minería superficial" para optar el título de ingeniero de minas por la Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima y cuyo propósito fue diseñar e implementar una aplicación para la simulación del proceso de acarreo y la propuesta de un método de control que permita mantener el ritmo de las operaciones en minería a cielo abierto, llegando a la conclusión que el realizar una voladura optima permite un factor de llenado alto, número de pases menores y ciclos de carguío más dinámicos y recomendando que se deben mejorar las condiciones de las vías y realizar entrenamientos y capacitaciones a los operadores para evitar demoras o tiempos muertos, todo ello permitirá ahorrar en costos de carguío hasta en un 20%.

En cuanto a **nivel local**, está lo realizado por Villalobos (2015), con la tesis "Propuesta de mejora del sistema de carguío y acarreo para reducir los costos del área de operaciones de una unidad minera" para optar el título de ingeniero industrial por la Universidad Privada del Norte, tuvo como objetivo analizar y evaluar si los procesos de voladura, carguío y acarreo es el adecuado para los cargadores. Los resultados demuestran que el tipo de voladura es óptimo pues proporciona mejores grados de fragmentación de la roca, así también, el tiempo del carguío se redujo de 3.13 minutos con un costo unitario por tonelada de \$0.38. Se concluye que la propuesta de mejorar el sistema de carguío y acarreo reduce los costos lo que garantiza un plan de cierre eficiente y eficaz en cuanto al movimiento de desmonte hacia el botadero mediante el desplazamiento por rutas cortas.

Entre las razones que **justifican** el trabajo de investigación son de naturaleza medioambiental, teórico-técnico, metodológica y económica. **Medio ambiental**, porque el

diseño de un programa óptimo de colocación de roca en la mina de oro a tajo abierto de la región de la libertad ayudaría a mitigar el problema de las grandes cantidades de desmonte y material contaminante (aguas ácidas, metales pesados) que es vertido de manera desordenada y que provocan riesgo ambiental e incluso puede generar incidentes a la población aledaña. Esta propuesta es una forma de aplicar una medida correctiva para generar mejores beneficios y minimizar los efectos negativos al medio ambiente.

Asimismo, es de carácter **teórico- técnico**, porque toma en cuenta los fundamentos específicos sobre modelo matemático basado en el modelo MIP, comparando tres modelos de programación entera mixta y ayudaría a establecer una planificación del trabajo en mina a tajo abierto.

Metodológico, en vista que el informe de tesis se ha elaborado tomando en cuenta el formato de elaboración de tesis proporcionados por la universidad y rigiéndonos al sistema APA. Asimismo, porque se ha respetado los criterios propios del método científico con la detección del problema, planteando adecuadamente los objetivos, trabajando un marco teórico en relación a las variables, formulando la hipótesis que es comprobada con los resultados encontrados, considerando una metodología en función a los objetivos, seleccionado la población y muestra en base a criterios de inclusión y exclusión, mostrando los resultados por medio de tablas y elaborando la discusión y conclusiones.

Económico: porque una propuesta de esta naturaleza en la empresa minera de oro a tajo abierto en la Región La Libertad con un programa óptimo minimizará costos de acarreo, al contar con un el modelo de optimización que ayudará en la ubicación del material, contar con un horario más eficiente para la colocación de rocas mejorando sus costos y beneficios. En cuanto a la elaboración del **Marco conceptual**, este ha sido estructurado tomando en

cuenta las dos variables de estudio: Planificación de botaderos de desmonte de una mina de oro y Diseño de un programa óptimo de colocación de rocas.

A. Planificación de botaderos de desmonte

Botaderos de desmonte

Es el lugar donde se deposita el material sin valor económico procedente de los tajos de explotación, el área que sea asequible para la ubicación de los botaderos debe cumplir con las exigencias tanto técnicas como económica para su habilitación como por ejemplo, las distancias cortar que deben existir entre el punto de carga y el botadero, contar con un botadero apto desde el punto de vista geológico y geomecánico debido a que la gran cantidad que se depositará en el botadero puede provocar hundimientos y por último, elaborar estudios de impacto ambiental donde se corrobore que este es nulo (Caballero, 2017).

Los elementos de un botadero son:

- Torta: Es también denominado banco, módulo a piso.
- Brema: Distancia entre la cresta de la torta inferior y la pata de torta superior.
- Ángulo de reposo: Es el ángulo formado por la pata y la cresta de una misma torta.
- Altura máxima: Es la altura máxima para la cual puede ser construida un botadero.
- Rampa: Es el camino por donde los camiones circulan hasta el punto de descarga.

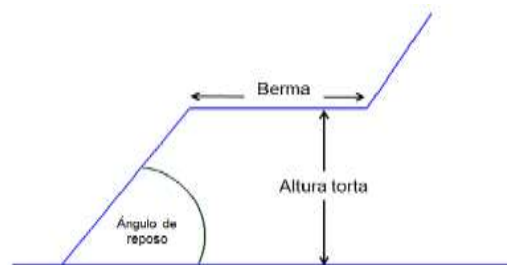


Figura 1: Elementos de un botadero.

Fuente: (Caballero, 2017).

Existen tres disposiciones de botaderos:

- Disposición en laderas: se caracteriza debido a que los residuos minerales son ubicados en las laderas de los cerros ya que existe mayor simplicidad en la descarga y mejores condiciones de estabilidad (Ortiz, 2016).

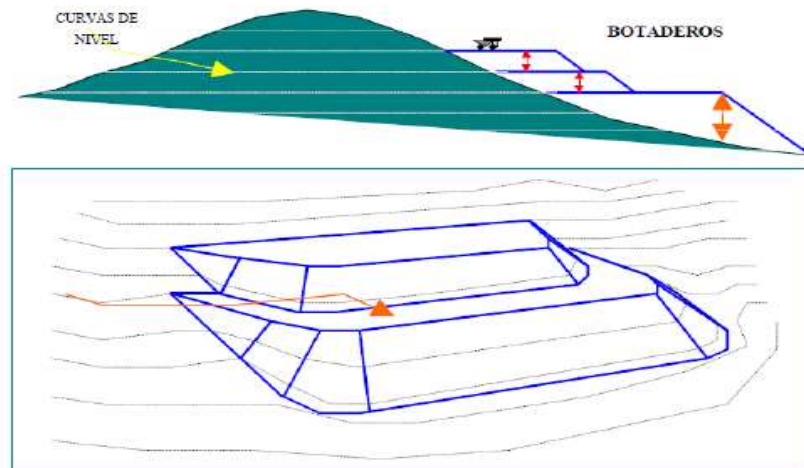


Figura 2: Disposición de botaderos en laderas.

Fuente: (Vásquez et al., 1998, p.112)

- Disposición en quebradas: La disposición de material estéril en las quebradas únicamente será analizada cuando esta actividad no represente algún riesgo para las personas y el medio ambiente (Ortiz, 2016).

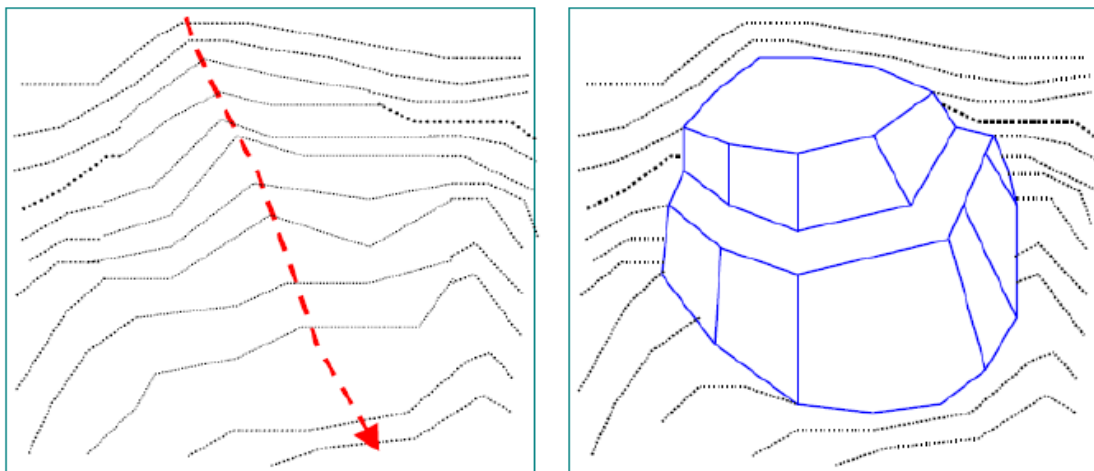


Figura 3: Disposición de botaderos en quebrada.

Fuente: (Vásquez et al., 1998, p.114).

- Disposición en tortas o pilas: Cuando no exista o no se disponga de laderas próximas para depositar materiales estériles se podrá recurrir a la construcción de tortas o pilas de acopio (Ortiz, 2016).

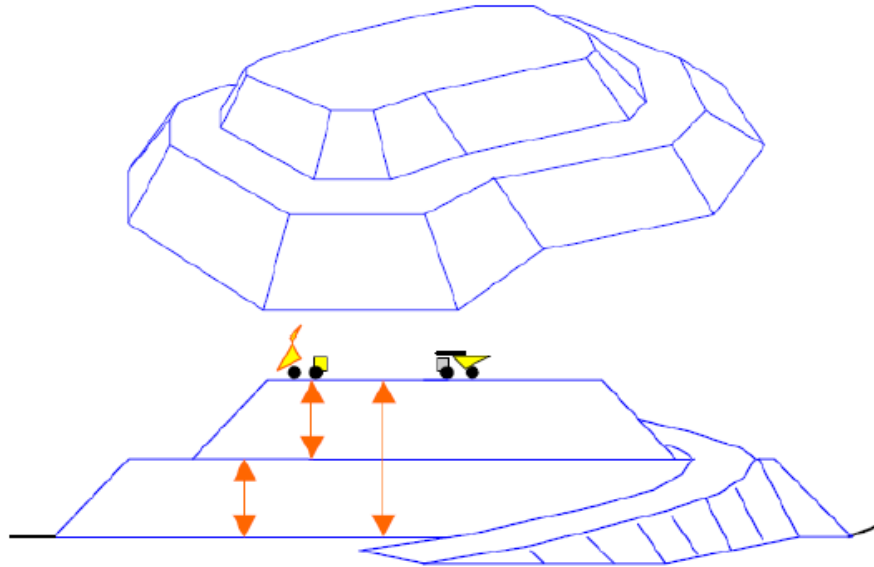


Figura 4: Disposición de botaderos en tortas.

Fuente: (Vásquez et al., 1998, p.112).

Cálculo del volumen total de botadero

El cálculo del volumen total de los botaderos se realiza con la finalidad de estimar el área física para la disposición del lastre para ello debe incorporarse la variable densidad (Caballero, 2017). El volumen total de botadero se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$\text{Volumen necesario para material X [m}^3\text{]} = \frac{\text{Tonelaje de material X in situ (mina)}}{\text{Densidad material no consolidado X [m}^3\text{]}}$$

Ecuación 1: Volumen de botaderos.

Una vez que se conozca el volumen de los botaderos entonces se empieza a identificar las áreas factibles para la depositación considerando la geometría del depósito y los parámetros geotécnicos para conocer el área mínima requerida y sus límites, en este caso es importante

realizar un levantamiento topográfico del sector para conocer la forma del botadero y su capacidad real (Caballero, 2017). Los volúmenes de materiales al separar serán distintos por lo tanto las áreas destinadas serán diferentes ya que algunos pueden funcionar como o acopio para un procesamiento futuro, esto significa que se debe tener claro los tipos de materiales y no efectuar mezclas (Ortiz, 2016). Pueden ser clasificados de la siguiente manera:

- Sulfuros de baja ley, potencialmente lixiviables o comercializables, cuando el proceso actual sea flotación de sulfuros y no haya lixiviación de óxidos.
- Sulfuros de alta ley, potencialmente lixiviables, cuando el proceso actual sea lixiviación de óxidos y no tenga procesamiento de sulfuros.
- Material tipo suelo u orgánico, que pueda ser utilizado para restauraciones ambientales.
- Material distinto al que es tratado como principal (carbonatos, arcillas, gravas, etc.) que represente un interés económico.
- Material de menores leyes cuyo tratamiento sea pospuesto para dar preferencia a los que otorguen mayor beneficio actual.

Uno de los efectos debido al gran volumen de los botaderos es la presión que ejerce sobre el terreno, por eso es importante seleccionar un área que sea capaz de soportar sin ningún problema la disposición del estéril (Yucra, 2016). Cuando nos encontramos ante un material compactado (bancos de un rajo) los colapsos en las caras suelen ocurrir en función de las estructuras presentes pero pueden ser predecibles mediante el mapeo y pueden ser observadas desde la superficie lo que permite estimar, prevenir y controlar aquellos eventos de inestabilidad; para el caso de los depósitos de materiales no compactados (botaderos) se pueden observar indicios de inestabilidad en superficie sin embargo se puede calcular el volumen afectado por esa inestabilidad a través de un levantamiento de la superficie del talud debido a que la cara por la que el material se desliza es curva (Caballero, 2017).

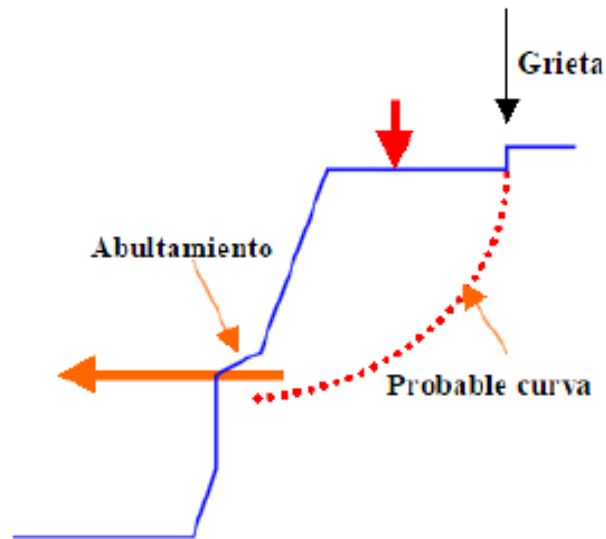


Figura 5: Levantamiento superficie del talud.

Fuente: (Vásquez et al., 1998, p.116).

Un botadero es fraccionado en pequeños elementos con dimensiones preestablecidas denominados módulos que presentan cierto tonelaje los cuales son de gran utilidad a la hora de definir la secuencia de llenado de los depósitos, estos módulos deben presentar buena distribución para que puedan ser operacionales y su tamaño sea económico (Marino y Medina, 2015).

Se pueden distinguir dos tipos de módulo de llenado en botaderos:

- Módulos radiales: Son subdivisiones radiales realizadas a cierta distancia en la horizontal, la subdivisión se realiza a partir del punto de vaciado, considerado como centro de circunferencia, radiando arcos hasta cortar con los límites de las crestas del botadero, así estos módulos definidos en las superficies se proyectan hasta cortar la base conforme al ángulo de talud definido (Marino y Medina, 2015).
- Módulos cúbicos o Semi-cúbicos: El botadero es subdividido en unidades de llenado de dimensiones superficiales rectangulares o cuadradas (Marino y Medina, 2015).

Los botaderos deben ser muy bien compactados para evitar su posible colapso, de esta forma se logrará una mejor estabilidad; la compactación puede realizarse mediante equipos de apoyo (bulldozera y wheeldozers, rodillos compactadores), es bien sabido que el material antes de ser arrancado presenta una densidad in situ, pero esta densidad cambia una vez el material sea arrancado (voladura) llegando con una capacidad menor hacia el botadero, en ese sentido, por las que el material sea compactado, su densidad aumentará pero nunca llegara a ser la misma que la in situ, por ello es importante que los equipos de apoyo logren uniformidad en la compactación (Caballero , 2017).

Dimensionamiento y flota de acarreo

Denominamos dimensionamiento a la acción y efecto que se realiza para calcular el tamaño óptimo de volquetes que se debe asignar por cada frente de minado, mientras que la flota de acarreo hace mención a los equipos destinados al acarreo y traslado del material hacia diferentes destinos (Jacobo, 2018).

El cálculo para el dimensionamiento de los equipos es:

$$n = \frac{\text{Tiempo de ciclo total de acarreo}}{\text{Tiempo de ciclo total de carguío}}$$

Ecuación 2: Número de volquetes de acarreo.

Rutas de acarreo de los tajos al botadero

Las rutas de acarreo presentan las siguientes características:

- **Altura de muros de seguridad:** Estos muros miden las $\frac{3}{4}$ partes de la altura de las llantas de la maquinaria, es decir, si un cargador frontal CAT 966H tiene una altura de 1.6m, entonces la altura del muro seria 1.1 m (Pari, 2018).

- Señalización: En todo el tramo de la carretera existen letreros de advertencia, informativos y delineadores. La separación de los letreros de delineadores es de 10m el uno al otro (Pari, 2018).
- Pendiente: La pendiente para las rampas de operación y de diseño es de 12% como máximo (Pari, 2018).
- Peralte: El peralte es de 2% como máximo en caminos rectos y en curvas es de 8%. El sentido debe ser siempre del muro de seguridad a la cuneta (Pari, 2018).
- Cuneta: Es una sección típica de diseño de la vía, ubicada al sentido contrario del muro de seguridad y en contra del peralte. Su la medida es de 1m en ancho y la profundidad de 0.5m. No debe tener materia que sobre salga en los bordes u otro material que obstaculice el transito del agua de escorrentía por ella (Pari, 2018).
- Ancho de vía mínimo: Su medida es tres veces el ancho de la maquinaria. Es decir, si el ancho de la maquinaria es de 8x4 es de 2.8 metros, el ancho operativo mínimo debería ser 8.4 metros, para que permita el libre tránsito de dos volquetes en sentidos contrarios en simultáneo (Pari, 2018).

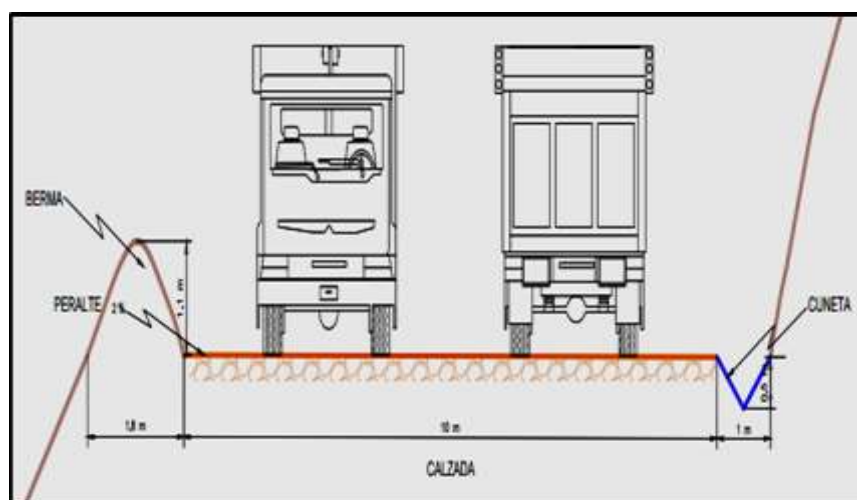


Figura 6: Sección típica de las rutas de acarreo.

Fuente: Topografía Stracon, (Jacobo, 2018, p. 22).

Operación en botaderos

La descarga del material lastre se ejecuta en las cercanías del borde del botadero considerando una distancia de seguridad para prevenir accidentes; para operar, el camión trabaja con los equipos de apoyo de manera conjunta los cuales acomodan el material y construyen una berma de seguridad una vez que este a sido descargado, esta descarga puede efectuar de dos maneras ya sea hacia el talud del botadero o sobre el botadero (Yucra, 2016).

- a. Hacia el talud: El camión se posiciona de cola justo antes del pretil del botadero y desde allí descarga hacia atrás para que el equipo de apoyo empiece a empujar el material hacia el talud y deje la berma lista para la próxima operación de descarga (Yucra, 2016).
- b. Sobre el botadero: El camión descarga al piso y los equipos de apoyo empujan el material hacia el talud, dejando el piso lo más plano posible (Yucra, 2016).

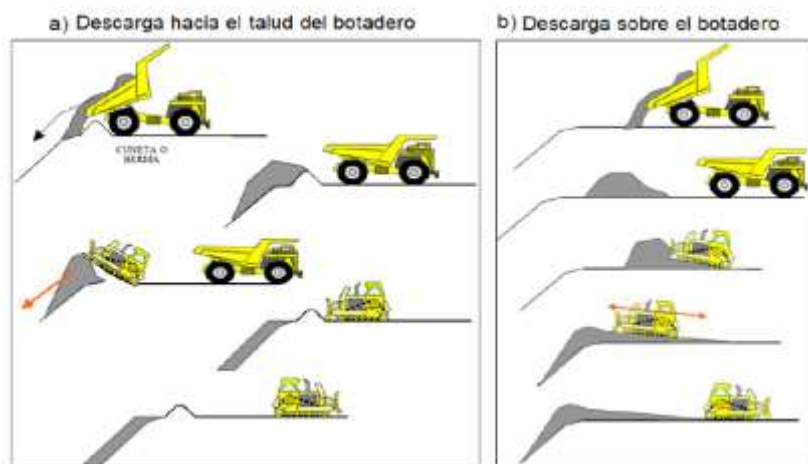


Figura 7: Tipos de descarga en botaderos.

Fuente: Vásquez et al., 1998, p.116.

Una vez se haya definido la generación de los módulos de llenado se empieza la etapa de secuenciamiento que quiere decir, definir las estrategias de llenado (forma y momento en que se irán llenando las diferentes áreas del botadero) para reducir los costos de transporte por traslado del material; la optimización de la secuencia de llenado se puede lograr mediante

dos criterios: Minimizando las distancias al módulo o minimizando el tiempo que demora el camión para llegar al botadero (Marino y Medina, 2015).

- El secuenciamiento de llenado por distancia toma como indicador la distancia que debe recorrer el camión desde la entrada del botadero hasta llegar a la zona de descarga de cada módulo (Marino y Medina, 2015).
- El secuenciamiento de llenado por tiempo toma como indicador el tiempo que le toma al camión para ir al módulo, descargar y volver a la entrada del botadero, en este apartado es importante tener la información referente a las velocidades y distancias del camión en las diferentes pendientes (Marino y Medina, 2015).

Longitud de la ruta y pendiente

En la medida de los segmentos de la ruta a analizar expresada en metros y es trazada desde la zona de carguío hacia la zona de descarga (Quispe, 2019). La pendiente por su parte es una medida representada en porcentaje de la inclinación del camino de la ruta; como resultado de la pendiente, una componente de la fuerza gravitacional estará en contra o a favor del movimiento del volquete (Jacobo, 2018).

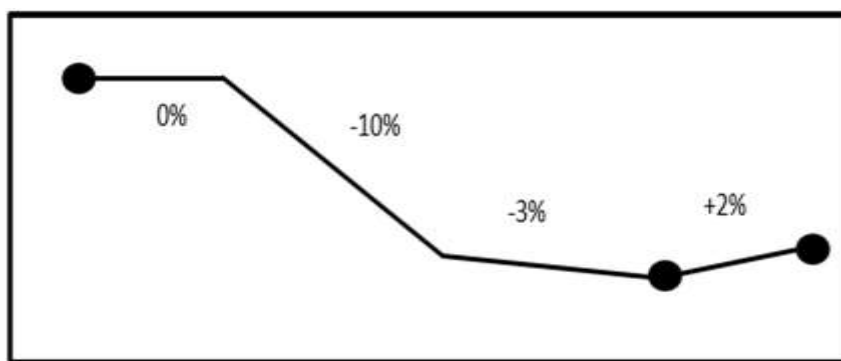


Figura 8: Pendiente de una ruta.

Fuente: Jacobo, 2018, p.29.

Costo de material enviado al botadero

Si bien es cierto que un botadero no tiene ningún beneficio económico, es importante tener en cuenta los gastos que generan su extracción y disposición (Caballero, 2017).

Los gastos en mover un bloque de lastre son:

- Costo de extracción desde la mina (operaciones unitarias de carguío y transporte).
- Costo por el nuevo manejo de material.
- Costo de mantenimiento de los botaderos.
- Costo por restauración de los botaderos.

Costo de acarreo de roca estéril

El costo de acarreo representa un 50 % de los costos de operación en una mina a tajo abierto entre los cuales una gran proporción es para el transporte de roca estéril hacia el botadero, la reducción del costo total de manejo de la roca de desecho se puede lograr ya sea minimizando la distancia de acarreo o maximizando la productividad, para reducir el costo unitario por unidad de volumen o la masa de roca estéril manejada (Alarie y Gamache, 2002).

Las soluciones disponibles incluyen aumentar el tamaño del equipo, mejorar el rendimiento de confiabilidad de la maquinaria, proporcionar mejores condiciones de operación e implementar un sistema de despacho (Lizotte y Bonates, 1987). Se observa que todos los medios mencionados están destinados a aumentar la productividad, pero pocos estudios han podido concluir métodos efectivos que reduzcan la distancia de transporte real o el componente de costo (Butler, George, Scott, 2013). Esta circunstancia no se debe solo a la falta de interés en el desecho de roca, sino también a la programación de producción orientada al mineral en la industria minera (Sommerville y Heyes, 2009).

El criterio básico para planificar el vertido de roca estéril, además de considerar la estabilidad geotécnica del volcado de roca y la forma del diseño final, es hacer coincidir la capacidad volumétrica de un botadero con el volumen de roca estéril extraído de un tajo abierto, los ingenieros de planificación a corto plazo siguen el principio de disponibilidad y buscan el trayecto más corto para minimizar el costo a corto plazo (Williams *et al*, 2008).

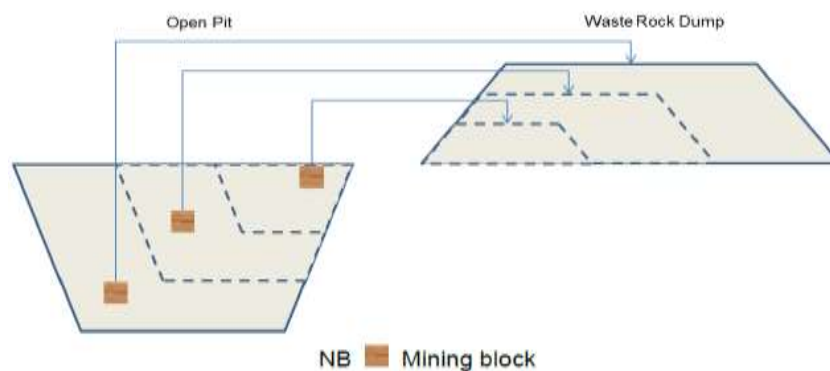


Figura 9: Secuencia de vertido con la estrategia de primer recorrido más corto.

Fuente: (INAP, 2013).

Este enfoque carece de visión a largo plazo y podría resultar en un costo adicional de rehabilitación en el futuro. También hay otras maneras de expandir un botadero de roca estéril: Como una progresión centrada, seguida de una estrategia de descarga de larga distancia y corta distancia.

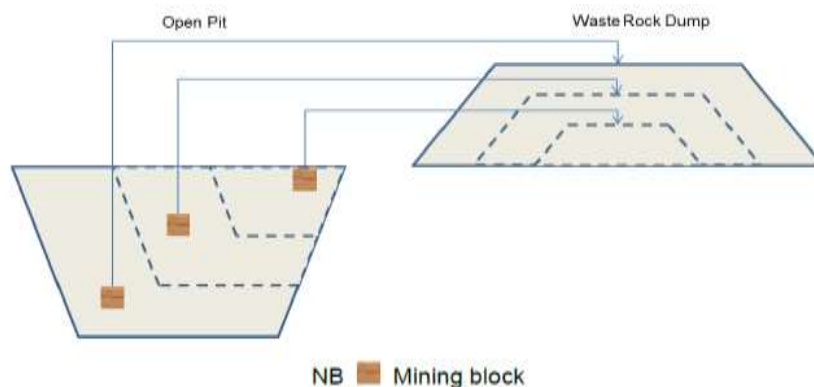


Figura 10: Secuencia de vertido con la estrategia de acarreo centrada.

Fuente: (INAP, 2013)

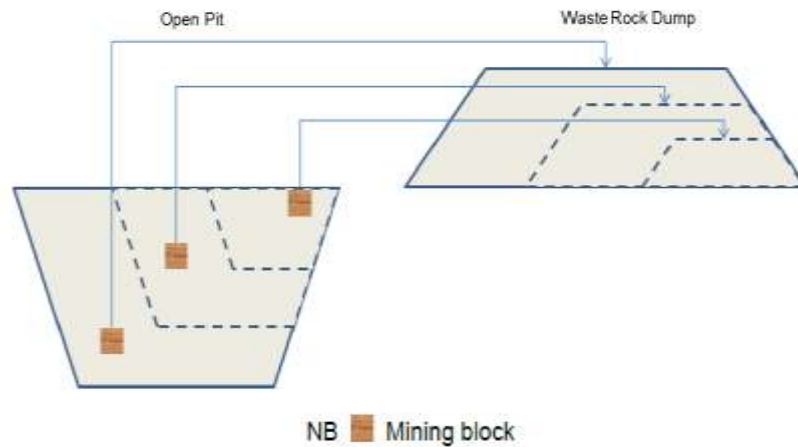


Figura 11: Secuencia de vertido con la estrategia de larga distancia y de corto recorrido.

Fuente: (INAP, 2013)

Un análisis cuantitativo del costo total de acarreo bajo estas secuencias de progresión de descarga es muy lento; sin embargo, podría haber otras secuencias de progresión mejores disponibles que sean más económicas que los antes mencionados.

Para buscar la solución óptima, hay que considerar:

- Evaluar el costo del transporte desde cada bloque de desechos a todas las posibles ubicaciones de descarga, El alcance del problema es proporcional al número de bloques de minería de desechos y las posibles ubicaciones de vertido.

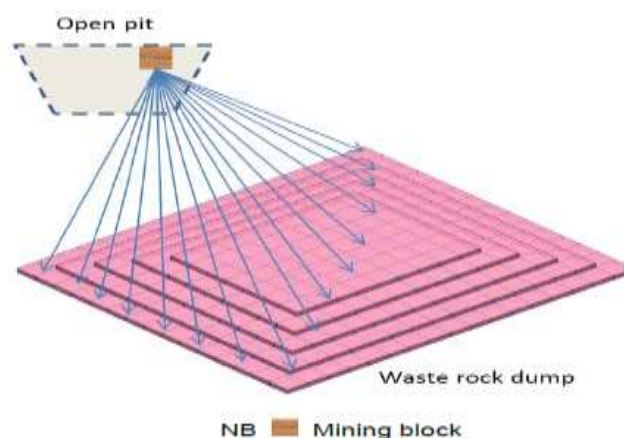


Figura 12: Evaluar todas las posibles ubicaciones de descarga para un bloque de minería.

Fuente: (INAP, 2013)

- Evaluar el costo de tiempo para transportar la roca estéril a cada ubicación del botadero, como se muestra en la Figura 13. Esto se debe al valor del dinero en el tiempo.

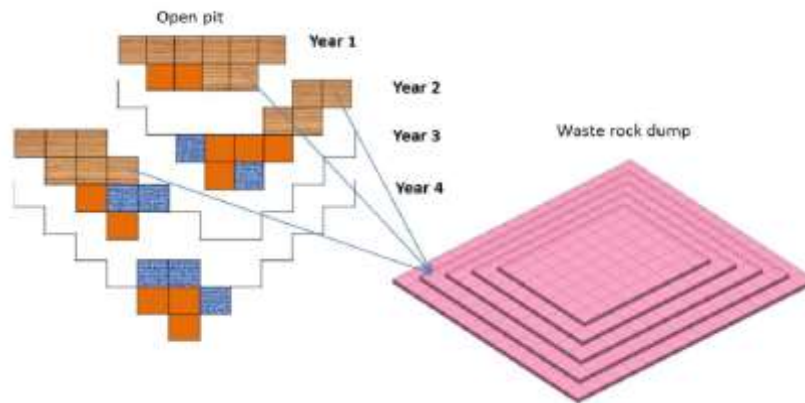


Figura 13: Evaluar el costo del transporte a una ubicación de descarga en diferentes períodos de tiempo.

Fuente: (INAP, 2013).

Las posibles ubicaciones de descarga en el botadero de desmonte también son a menudo demasiado numerosas para analizar de manera oportuna, y el problema podría convertirse incluso más complicado si se permite el almacenamiento de la roca estéril y luego para ser re-manejado (Lizotte y Bonates, 1987).

B. Diseño de un programa óptimo de colocación de rocas

Programa de volcado de rocas asistido por software Minemax

Minemax es una compañía de software que ofrece soluciones de optimización y programación para la industria minera (Minemax, 2013). La empresa presentó la optimización simultánea del programa de descarga de desmonte, y los autores declararon que es posible optimizar conjuntamente la programación detallada de desechos junto con un cronograma de la mina. En el área de estudio, todo el botadero de estéril se divide en bloques de volcado más pequeños para representar mejor las diferentes distancias de transporte y, por lo tanto, las horas de transporte en camión desde un punto de entrada de descarga común.

Los autores también tomaron en cuenta la profundidad del pit para el cálculo de la hora del camión. Este enfoque es más preciso y realista en comparación con la práctica manual, en la que un botadero de rocas a menudo se considera un punto único. La solución es un cronograma de minería optimizado que satisface el presupuesto de hora de transporte en camión en la secuencia de progresión de vaciado de roca predefinida. Sin embargo, debido a la intervención humana en la secuencia de progresión del botadero, la afirmación de "optimizar la programación detallada de desechos" es engañosa.

La progresión del volcado no es un resultado optimizado del programa, sino que está predefinido. Además, el software no tiene opciones para almacenar y volver a manipular las rocas que necesitan ser encapsuladas debido a la formación de drenaje ácido de mina. Sin tales opciones, se presenta limitado este software. Además, los usuarios pueden producir el programa de producción seleccionando en un período de tiempo por vez, que es una función que se proporciona en el software para reducir el tiempo de solución. Este enfoque pondrá en riesgo la confiabilidad general del cronograma resultante.

Whittle

Whittle TM es un conocido paquete de software de optimización a cielo abierto desarrollado por Jeff Whittle en 1988, utiliza el algoritmo de Lerchs y Grossmann para determinar el límite máximo de pit para un conjunto de modelo de bloque dado (GEOVIA, 2013). La técnica básica es tratar el problema de optimización de descarga como una imagen especular del problema de optimización de pit. Se crea un modelo de costo de descarga antes de realizar la optimización. Tanto el costo del transporte como el costo del área se asignan a cada bloque en el modelo de bloque modificado.

Los "conos" de descarga anidados resultantes, como se ilustra en la figura 14, describen la secuencia de la progresión del volcado y también describen la huella final más económica. Debido a que Whittle está disponible en el mercado, este ejercicio lo puede realizar la mayoría de las compañías mineras, para lo cual se predefine un modelo de costo de descarga.

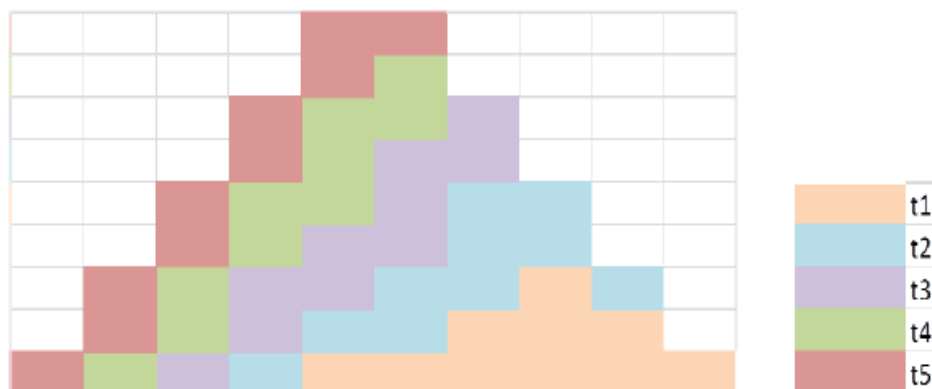


Figura 14: Vista en sección transversal de los conos de botaderos de roca anidada en relación con el período de tiempo.

Fuente: (GEOVIA, 2013).

Sin embargo, el modelo de costo de descarga se limita a considerar el costo del transporte desde un punto fijo a un bloque. En el caso de la situación de múltiples puntos de salida del pit y de entrada de descarga, se requiere asignar el costo mínimo de acarreo a un bloque de volcado. Esta limitación podría conducir a una resolución incorrecta de los problemas, particularmente bajo el escenario de un sitio de mina que involucra múltiples pit o puntos de salida de pit, múltiples descargas o puntos de entrada al botadero. El resultado final del software es la forma optimizada de un botadero en un intervalo de tiempo fijo, sin ninguna información sobre el desmonte que se extrae y acarrea. La falta de dicha información podría resultar en una falla para alcanzar la forma final, debido a una desalineación entre el departamento de planificación y el de operación.

A través de la revisión del software disponible, se observa que ninguno tiene la función de generar el programa óptimo de volcado de rocas. La intervención humana es una necesidad para decidir la secuencia de progresión del volcado, por lo que el resultado de la programación no es la solución óptima verdadera. El modelado matemático es un método científico para obtener la solución óptima bajo múltiples criterios, pero es lo suficientemente flexible como para realizar modificaciones. Por estas razones, se propone utilizar modelos matemáticos para describir el sistema de extracción y descarga de roca estéril.

Modelado matemático

El proceso de modelado matemático está descrito por Kallrath (2004). Implica los siguientes pasos:

1. Construye un modelo matemático basado en un problema del mundo real;
2. Recopilar datos para la generación del problema;
3. Resuelva el problema y obtenga la solución óptima;
4. Interpretar la solución; y
5. Implementar la solución para mejorar el sistema.

El ciclo de modelado podría tomar varias iteraciones para lograr la representación más precisa del problema, como se ilustra en la figura 15. Aparte de estos pasos básicos, elegir el tipo más apropiado de modelo matemático es igualmente importante. Un modelo eficiente no solo beneficiaría la precisión de la descripción del problema, sino que también permitiría al usuario obtener la solución óptima de manera oportuna.

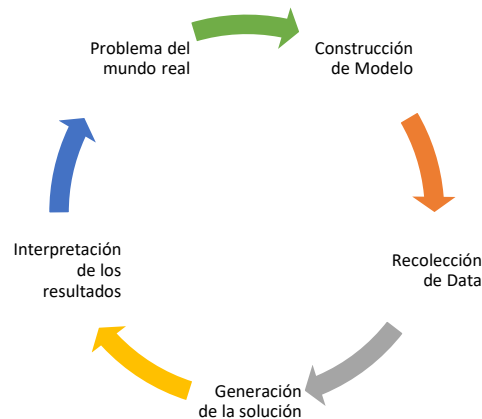


Figura 15: Ciclo típico de modelamiento y resolución del problema.

Fuente: (Kallrath, 2004).

- Programación Lineal (LP): Es la técnica más común para resolver problemas de optimización, consiste en una función objetivo lineal, con un número de restricciones lineales y un conjunto de restricciones no negativas, como se muestra en las ecuaciones.

$$Z = C_1X_1 + C_2X_2 + C_3X_3 \dots + C_jX_i$$

Ecuación 3: Función objetivo lineal.

$$\left\{ \begin{array}{l} A_{11}X_1 + A_{12}X_2 + \dots + A_{1n}X_i \leq B_1 \\ A_{21}X_1 + A_{22}X_2 + \dots + A_{2n}X_i \leq B_2 \\ \vdots \\ A_{m1}X_1 + A_{m2}X_2 + \dots + A_{mn}X_i \leq B_m \end{array} \right\}$$

Ecuación 4: Las condiciones limitantes.

$$X_1, X_2, \dots, X_i \geq 0$$

Ecuación 5: Limitaciones de la variable X_i .

El objetivo Z es el valor de interés, que es igual a una función de la Variables de decisión X_i con los coeficientes correspondientes C_j . El valor Z puede representar el costo o VAN, dependiendo de la formulación. Proporciona un indicador numérico para comparar las soluciones. Las condiciones limitantes de los problemas se formulan en los conjuntos de restricciones, y las constantes A_{mn} y B_m se derivan del problema. Además, las limitaciones de la variable X_i están reguladas por la restricción. Al resolver el problema de LP, existen muchas soluciones posibles para satisfacer las restricciones. Sin embargo, solo hay un conjunto de soluciones que permiten que el valor Z alcance su valor máximo (o mínimo). De acuerdo con la preferencia de una maximización o minimización, tal conjunto de soluciones se conoce como la solución óptima, que se prueba matemáticamente.

- Programación de enteros mixtos (MIP): Es una forma restringida de LP en la que algunas variables deben ser enteros mientras que otras son continuas. Una variable binaria es otro caso especial de una variable entera. El valor de la variable es cero o uno, que representa la situación "no" o "sí". Con la introducción de una variable binaria, MIP puede especificar una variedad de condiciones lógicas, que hacen que el modelado matemático sea más realista y preciso al representar un problema de palabra real.

Problema de optimización

Tras la construcción de un modelo matemático, luego se debe resolver el problema para determinar la solución óptima. En el pasado, se ha usado un método gráfico para resolver problemas simples de LP.

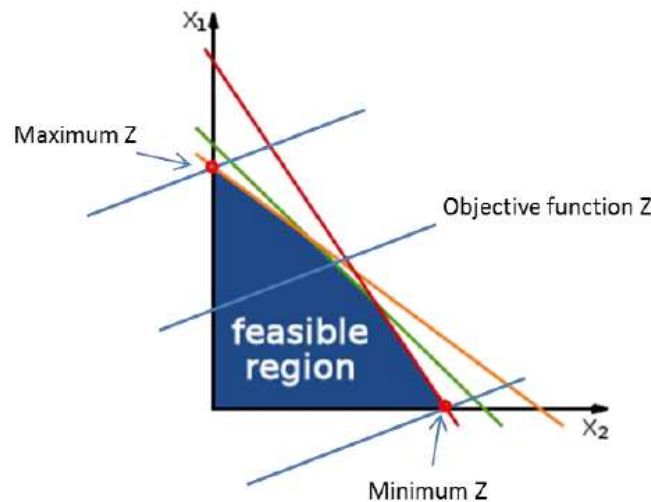


Figura 16: Ilustración del concepto del método gráfico.

Fuente: (Kallrath, 2004).

Las restricciones lineales delimitan la región factible, donde cualquier punto (X_1, X_2) dentro de esta región satisface la condición. La función objetivo Z se grafica y el valor se calcula. Se puede ubicar un conjunto de soluciones óptimo (X_1, X_2) cuando el valor Z alcanza el máximo o el mínimo, dependiendo de la naturaleza de optimización del problema.

El método gráfico se vuelve impráctico al resolver problemas con un gran número de variables y restricciones. A fines de la década de 1940, el algoritmo símplex fue desarrollado por Dantzig para resolver problemas de programación lineal más complicados (Fourer, Gay y Kernighan, 2002). Este método proporciona un enfoque estándar para cualquier problema de programación de líneas. Primero convierte un problema en forma estándar. Entonces el problema se reconstruye en forma de tabla. La derivación de la solución óptima es a través de una serie de operaciones de fila en la tabla.

Con el avance de la tecnología informática, la operación computarizada de filas permite una generación de resultados más rápida y precisa. Sin embargo, los problemas que involucran variables binarias no se pueden resolver con el método símplex. Requiere una técnica de derivación y división para dividir el problema en subproblemas antes de resolverlo. El

algoritmo de ramificación y límite, primero resuelve el problema utilizando el método de relajación LP. Si la solución contiene un valor entero correcto para la variable entera, entonces se obtiene la solución óptima. De lo contrario, se asignará un valor entero a cada lado del valor no entero para crear dos nuevos subproblemas, que luego se resuelven mediante los procedimientos estándar de solución LP. Este proceso continúa hasta que se hayan evaluado todas las ramas para un "nivel" dado.

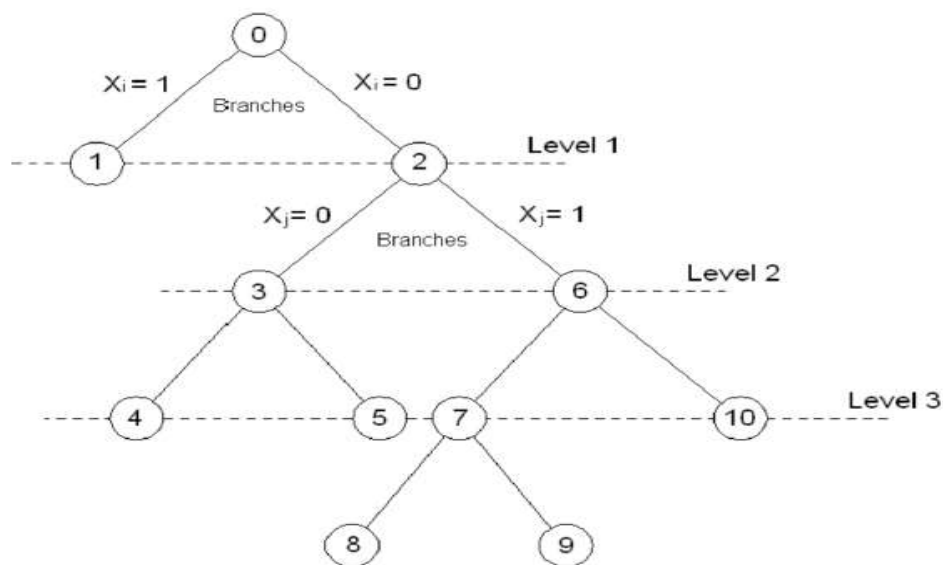


Figura 17: Ilustración de la técnica de ramificación y encuadernación.

Fuente: (Topal, 2003).

Los motores de optimización modernos, como IBM, ILOG, CPLEX, han incorporado estos algoritmos para resolver problemas de optimización a gran escala.

Modelado de bloques del botadero

En la práctica actual, muchos de los programas de programación de minas consideran un volcado de roca como un punto único o puntos múltiples según el número de levantamientos. La simplificación mejora el tiempo de solución, pero tal programa a menudo contiene poca información sobre la ubicación de la roca de desecho, es decir, la ubicación real de descarga

espacial no está disponible. La falta de información detallada sobre el vertido de residuos de roca podría potencialmente causar desalineación entre el diseño de ingeniería y la operación del sitio, y finalmente no lograr los objetivos de diseño a largo plazo, como la altura, la capacidad, la huella y el ángulo de inclinación del volcado de roca.

En esta tesis, se propone dividir aún más un volcado de roca en bloques de volcados prácticos aún más pequeños, de tal manera que cada centroide de un bloque de volcado represente una ubicación de dumping única con una capacidad nominal.

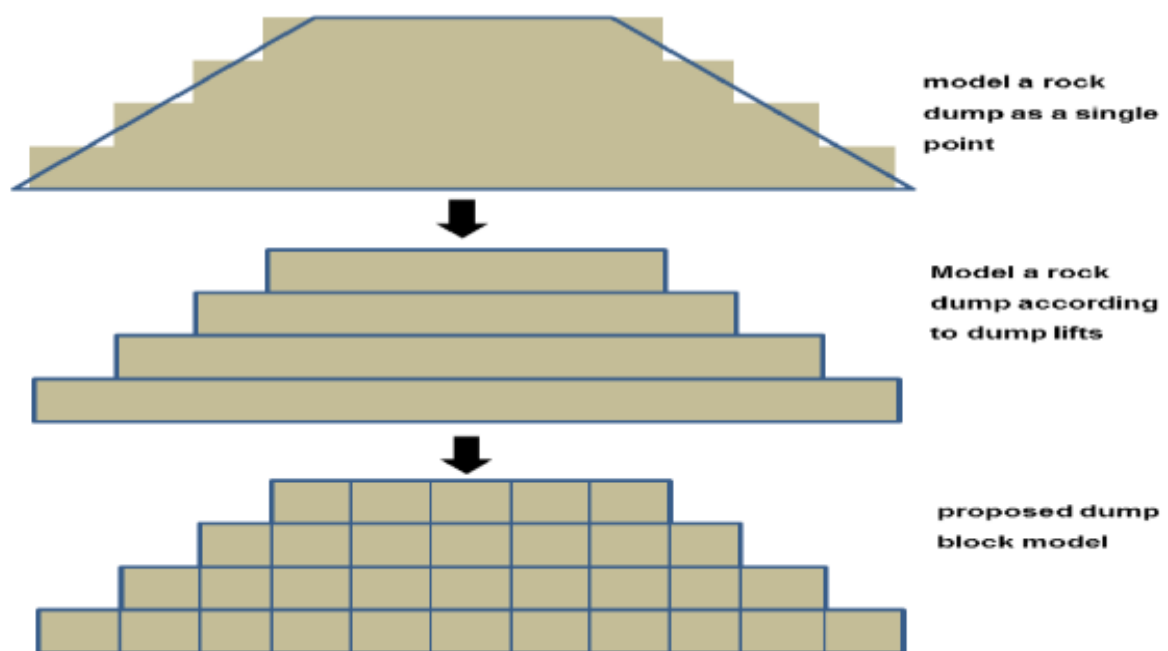


Figura 18: Modelo de colocación de roca en botadero - Modelo de bloque de botadero.

Fuente: (Topal, 2003).

El propósito del modelo de bloque de volcado es obtener más información espacial sobre un volcado de roca, es decir, las ubicaciones detalladas dentro de un volcado de roca y la capacidad en cada ubicación individual, de tal manera que un cronograma de volcado práctico pueda ser generado y utilizado de manera realista por operaciones mineras. Además,

permite la estimación directa de la distancia de transporte y el costo del transporte con una precisión mucho mayor.

Función óptima

El modelo base se llama modelo OP, para minimizar la distancia de transporte general y el volumen de re-manejo, de ahí el costo de transporte asociado durante la vida útil de la mina.

El volumen del material que se transporta y la distancia de viaje cargada se incluyen en la estimación de costos, por la ecuación (2.1). El factor de costo que se usa es un centavo por metro plano cargado por BCM manejado, y el valor temporal del dinero también se considera aplicando una tasa de descuento en relación con el período de tiempo.

Minimice el costo de transporte presente neto (NPC)

$$= \left\{ \begin{aligned} & \sum_b \sum_{e1} \sum_{e2} \sum_d \sum_t (D_{b,e1} + D_{e1,e2} + D_{e2,n,d}) \times V_{b,e1,e2,d}^t \times \text{cost factor} / (1+r)^t \\ & + \\ & \sum_{n=NAFSP} \sum_{d \in M} \sum_t (D_{n,d} \times V_{n,d}^t) \times \text{cost factor} / (1+r)^t \end{aligned} \right\}$$

Programa de minado y restricciones de segregación de materiales

El programa de producción está ya determinado por el cronograma del software de mina; Como resultado, la colocación de roca residual debe seguir el cronograma definido. La figura 19 representa que todo el volumen de un bloque de desechos roca residual no formadora de ácidos, debe eliminarse completamente del pit durante un período de tiempo programado.

Los bloques de descarga elegibles para recibir dicho volumen se especifican, de tal manera que el material excavado sea guiado a la (s) ubicación (es) adecuada (s).

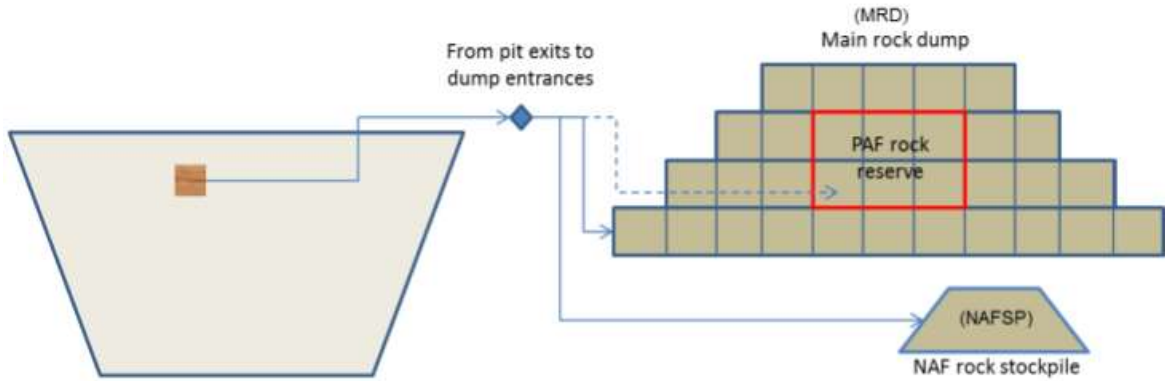


Figura 19: Programa de minado y la restricción de segregación de materiales.

Las restricciones (2.2) a (2.4) aseguran la eliminación completa de un bloque minado durante un período de tiempo programado, y también proporcionan orientación para enviar el material a los bloques de desmonte apropiados de acuerdo con las reglas de segregación de materiales.

$$\sum_{e1} \sum_{e2} \sum_d V_{b,e1,e2,d}^t = U_b$$

$$\forall t, b | b \in B_p^t; A_b < A_0; G_b < G_0; e1 \in E_{p1}; e2 \in E_n; d \in MP \quad (2.2)$$

$$\sum_{e1} \sum_{e2} \sum_d V_{b,e1,e2,d}^t = U_b$$

$$\forall t, b | b \in B_p^t; A_b \geq A_0; e1 \in E_{p1}; e2 \in E_n; d \in R \quad (2.3)$$

$$\sum_{e1} \sum_{e2} \sum_d V_{b,e1,e2,d}^t = U_b$$

$$\forall t, b | b \in B_p^t; G_b \geq G_0; A_b < A_0; e1 \in E_{p1}; e2 \in E_n; d \in F \quad (2.4)$$

Restricciones para capacidad de bloque del botadero

Cada bloque de descarga tiene una capacidad nominal. Por lo tanto, el volumen acumulado en un bloque de volcado no debe exceder su capacidad nominal máxima durante ningún período de tiempo. Esta consideración se ilustra en la figura 15.

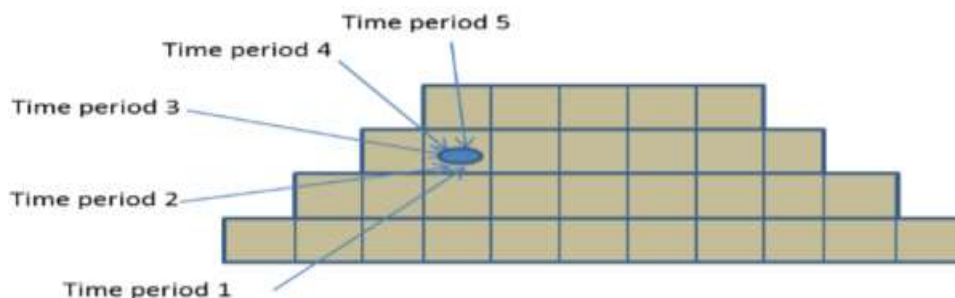


Figura 15: Restricción de capacidad para cada bloque de descarga.

Como resultado, se supervisa el porcentaje acumulado de llenado para cada bloque de descarga en relación con su capacidad nominal. Esto se aplica a los bloques de descarga con características de transferencia de material unidireccional, es decir, solo se recibe material y no se obtiene ningún re-manejo de este. El botadero principal de roca y el Stockpile de ley marginal satisfacen la condición, y cada bloque de volcado dentro de dos bloques de desmonte que será monitoreado.

Las restricciones (2.5) y (2.6) controlan el porcentaje de llenado para cada bloque de volcado dentro del botadero principal de roca y el Stockpile de ley marginal al final de cada período de tiempo. La restricción (4.7) asegura que los bloques de descarga ubicados inmediatamente por encima de la reserva de roca residual formadora de ácido se llenen completamente al final de la vida útil de la mina. Una vez satisfecha esta restricción, se logra la encapsulación de la roca residual formadora de ácido.

$$\sum_b \sum_{e1} \sum_{e2} \sum_t S \times V_{b,e1,e2,d}^t + \sum_{n=NAFSP} \sum_t S \times V_{n,d}^t = X_d^t \times C_d$$

$$\forall t, d | d \in M; b \in B_p^t; e1 \in E_{p1}; e2 \in E_n \quad (2.5)$$

$$\sum_b \sum_{e1} \sum_{e2} \sum_t S \times V_{b,e1,e2,d}^t = X_d^t \times C_d$$

$$\forall t, d | d \in F; b \in B_p^t; e1 \in E_{p1}; e2 \in E_n \quad (2.6)$$

$$\sum_b \sum_{e1} \sum_{e2} \sum_t S \times V_{b,e1,e2,d}^t + \sum_{n=NAFSP} \sum_t S \times V_{n,d}^t = C_d$$

$$\forall d | d \in MR; b \in B_p^t; e1 \in E_{p1}; e2 \in E_n \quad (2.7)$$

Restricciones de flujo de material de Stockpile y re-manejo

Se permite que se vuelva a manipular el material desde el Stockpile de rocas no ácidas hasta el botadero principal de roca, como se muestra en la figura 21. El flujo de entrada y salida están restringidos bajo la capacidad nominal y las condiciones de temporización.

El material acumulativo dentro de un Stockpile de rocas no ácidas debe ser inferior a su capacidad nominal. En términos de tiempo, el flujo de entrada en el período de tiempo actual solo está disponible a partir del siguiente período de tiempo en adelante. Por lo tanto, el volumen de flujo de salida en un período de tiempo debe ser menor que el volumen acumulado restante al final del período de tiempo anterior.

Esta regla da como resultado un volumen de flujo de salida cero en el primer período de tiempo. Las dos condiciones que se impusieron en roca residual no formadora de ácidos eliminan la posibilidad de usarlo como un bypass, de tal manera que solo una cantidad necesaria de volumen de roca será transportada al Stockpile de rocas no ácidas.

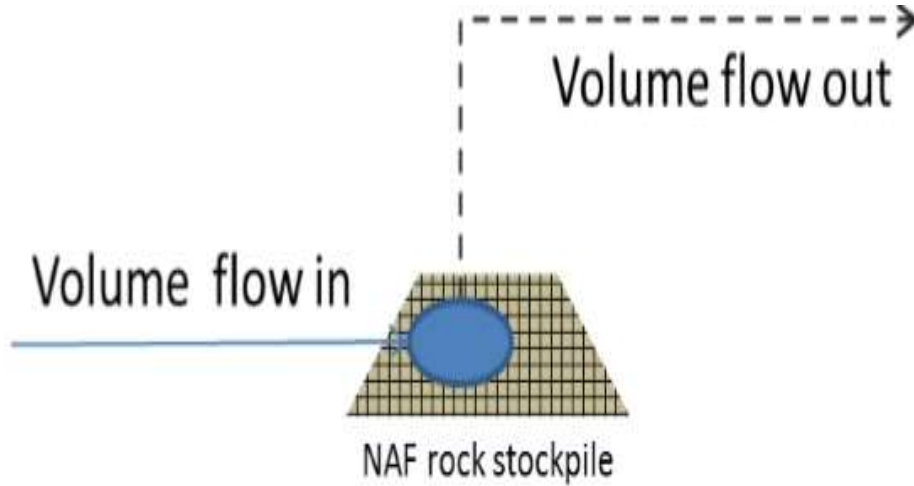


Figura 20: Restricciones de flujo de material de Stockpile y re-manejo.

La restricción (2.8) regula la condición de capacidad nominal, lo que evita la situación de desbordamiento del material. Las restricciones (2.9) y (2.10) especifican la condición de sincronización del flujo de material dentro y fuera del Stockpile de rocas no ácidas, de tal manera que solo la cantidad necesaria de roca no formadora de ácidos será almacenada y manipulada nuevamente.

$$\sum_b \sum_{e1} \sum_{e2} \sum_{d \in P} \sum_t S \times V_{b,e1,e2,d}^t - \sum_{n=NAFSP} \sum_{d \in M} \sum_t S \times V_{n,d}^t \leq \sum_{d \in P} C_d \quad \forall t \mid b \in B_p^t; e1 \in E_{p1}; e2 \in E_n \quad (2.8)$$

$$\sum_b \sum_{e1} \sum_{e2} \sum_{d \in P} \sum_t S \times V_{b,e1,e2,d}^t - \sum_{n=NAFSP} \sum_{d \in M} \sum_{t+1} S \times V_{n,d}^t \geq 0 \quad \forall t \mid b \in B_p^t; e1 \in E_{p1}; e2 \in E_n \quad (2.9)$$

$$\sum_{n=NWRS} V_{n,d}^t = 0 \quad \forall t, d \mid t = 1; d \in M \quad (2.10)$$

Restricciones de la secuencia de construcción del botadero de desmonte

Se proponen dos tipos de secuencias de construcción de vertederos de rocas, que se describen gráficamente líneas más arriba en la sección secuencia de construcción del botadero. El control matemático de la secuencia se detalla a continuación. Se limitan a los vertederos de roca que tienen una condición de flujo de material unidireccional, es decir, botadero principal de roca y Stockpile de ley marginal.

A. Restricciones de dependencia de la construcción del vertedero Lift por lift

La construcción del volcado de lift by lift está controlada por la condición de dependencia entre elevaciones. Esta condición solo permite que se produzcan vertidos de residuos en la elevación más baja sin llenar, es decir, se restringe el vertido a un bloque de descarga en la elevación superior si la elevación anterior no está completamente llena. En la Figura 21 ilustra la condición, en la cual solo se permite un vertido de un bloque de descarga en el segundo levantamiento y todos los otros bloques de descarga en cualquiera de los elevadores superiores están restringidos.

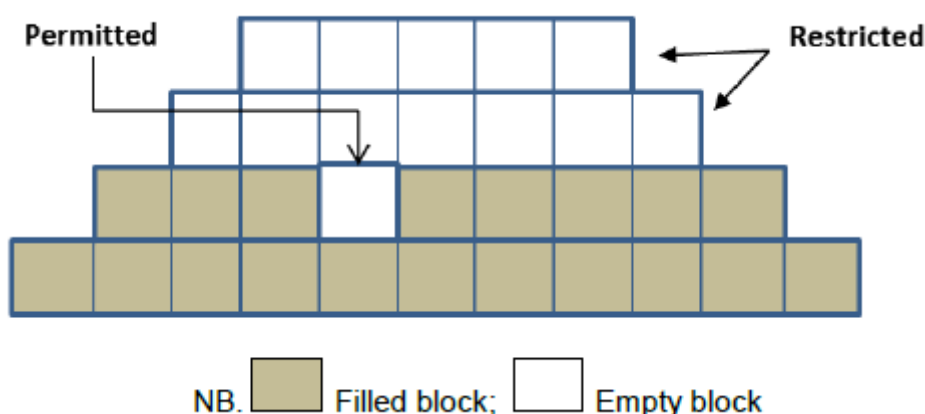


Figura 21: Secuencia de construcción de descarga de Lift by Lift.

Fuente: (Topal, 2003).

Esta secuencia de construcción simple no es flexible con respecto al número de opciones en los bloques de volcado. Sin embargo, se puede mejorar subdividiendo un volcado de rocas. Cada división se trata de manera independiente cuando se aplica esta condición de dependencia, de tal manera que aumenta el número de bloques de volcado permitidos.

La secuencia de construcción de elevación por elevación en botadero principal de roca y Stockpile de ley marginal se controla mediante el conjunto de restricciones (2.11) y (2.12), y el conjunto de restricciones (2.13) y (2.14), respectivamente. Una variable binaria es usada en la secuencia lógica del modelo. Primero verifica si el volumen acumulado en el basurero más bajo ha alcanzado su capacidad nominal. Esta circunstancia está habilitada por las restricciones (2.11) y (2.13). Si no se alcanza la capacidad nominal, entonces la variable binaria solo puede ser igual a 0, y la restricción (2.12) y (2.14) confirma que no se permite el vertido en la elevación superior inmediata. Solo si se alcanza la capacidad de esta elevación, la variable binaria puede ser igual a 1, y la restricción (2.12) y (2.14) indicará que la elevación superior inmediata está disponible para el vertido de roca residual.

$$\sum_b \sum_{e1} \sum_{e2} \sum_{d'} S \times V_{b,e1,e2,d'}^t + \sum_{n=NAFSP} \sum_{d'} S \times V_{n,d'}^t - \sum_{d'} C_{d'} \times Y_d^t \geq 0$$

$$\forall t, d \mid d \in M; d' \in PS; b \in B_p^t; e1 \in E_{p1}; e2 \in E_n; \quad (2.11)$$

$$\sum_b \sum_{e1} \sum_{e2} \sum_t S \times V_{b,e1,e2,d}^t + \sum_{n=NAFSP} \sum_t S \times V_{n,d}^t - C_d \times Y_d^t \leq 0$$

$$\forall t, d \mid d \in M; b \in B_p^t; e1 \in E_{p1}; e2 \in E_n \quad (2.12)$$

$$\sum_b \sum_{e1} \sum_{e2} \sum_{d'} S \times V_{b,e1,e2,d'}^t - \sum_{d'} C_{d'} \times Y_d^t \geq 0$$

$$\forall t, d \mid d \in F; d' \in PS; b \in B_p^t; e1 \in E_{p1}; e2 \in E_n; \quad (2.13)$$

$$\sum_b \sum_{e1} \sum_{e2} \sum_t S \times V_{b,e1,e2,d}^t - C_d \times Y_d^t \leq 0$$

$$\forall t,d \mid d \in F; b \in B_p^t; e1 \in E_{p1}; e2 \in E_n \quad (2.14)$$

B. Restricciones de dependencia de la construcción del vertedero Multi-lift

La construcción del volcado de levantamiento Múltiple está controlada por la condición de dependencia entre bloques. Como se ilustra en la Figura 22, esta disposición permite que se produzcan vertidos de residuos en múltiples elevaciones.

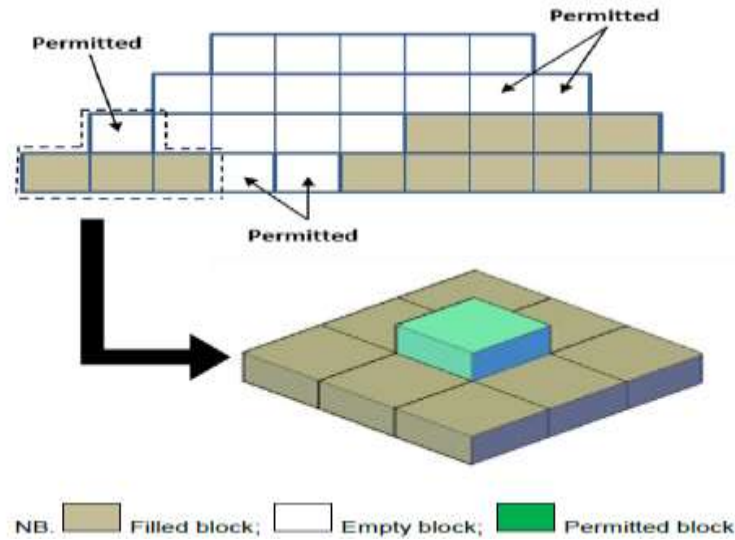


Figura 22: Secuencia de construcción de descarga de Multi- lift.

Fuente: (Topal, 2003).

La secuencia de construcción Multi- lift se modela apilando un bloque de volcado encima de los nueve bloques de volcado inferiores. Matemáticamente, es controlado por la variable binaria. De acuerdo con la restricción (2.15), la variable binaria es igual a 0 si los bloques base de precedencia no están completamente llenos. Solo se convierte en 1 cuando la base está llena. El bloque de volcado de destino está disponible para recibir roca residual cuando se convierte en 1. Esto se controla mediante restricciones (2.16).

$$\sum_{d' \in PM} X_{d'}^t - 9 \times Y_d^t \geq 0 \quad \forall t, d \mid d \in MF \quad (2.15)$$

$$Y_d^t - X_d^t \geq 0 \quad \forall t, d \mid d \in MF \quad (2.16)$$

Restricciones de no negatividad e integralidad

La no negatividad y la integralidad de las variables se aplican mediante restricciones (2.17) a (2.20) según corresponda.

$$V_{b,e1,e2,d}^t \geq 0 \quad \forall t, b, e1, e2, d \quad (2.17)$$

$$V_{n,d}^t \geq 0 \quad \forall t, n, d \mid n = NWRS; d \in M \quad (2.18)$$

$$0 \leq X_d^t \leq 1 \quad \forall t, d \mid d \in MF \quad (2.19)$$

$$Y_d^t \text{ binary } \forall t \quad (2.20)$$

Sistema integrado de desmonte y mineral

La minería de roca estéril y su posterior acarreo y descarga no son actividades discretas. Por lo tanto, un cronograma de volcado debe estar completamente integrado con un cronograma de minería optimizado, que incluye no solo el valor numérico, como el tiempo y el volumen para la eliminación de bloques de minería, sino también los diseños gráficos de las fosas escalonadas y los volcados de roca.

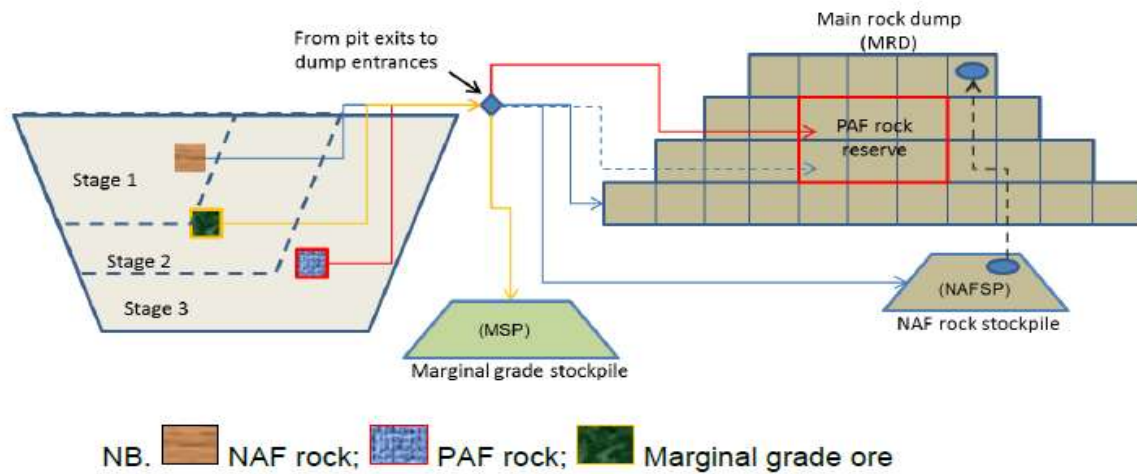


Figura 23: Marco integrado del sistema de minería y descarga con una regla de segregación de materiales aplicada en un sitio de mina genérico PAF (potencial de formación de ácido), NAF (formación no ácida).

Fuente: (Topal, 2003).

Se observa que el transporte de roca de desecho primaria depende del cronograma de extracción, la ubicación de descarga disponible y el tipo de material. El volumen de roca NAF que se va a almacenar y el tiempo para volver a manejar dependen del transporte de roca residual primaria y la progresión del volcado de roca residual. Estas dos incógnitas son interdependientes, y muchas soluciones cuantitativas son posibles candidatos que pueden satisfacer el equilibrio de dicho flujo de material. Para buscar la solución óptima, se deben introducir criterios de medición, como la distancia de transporte para el transporte de material.

Cálculo de distancia plana equivalente

El volumen de roca de un bloque minero se puede transportar teóricamente a cualquiera de los bloques de volcado disponibles, sin las restricciones de la segregación del material; por lo tanto, todos los caminos y distancias de acarreo posibles deben ser tomados en cuenta.

El cálculo de la distancia de acarreo implica la suma de tres segmentos de la ruta de acarreo que son:

1. Desde un centroide de bloque minero hasta un punto de salida de pit;
2. Desde un punto de salida de pit hasta un punto de entrada de volcado; y
3. Desde un punto de entrada de volcado a un centroide de bloque de volcado.

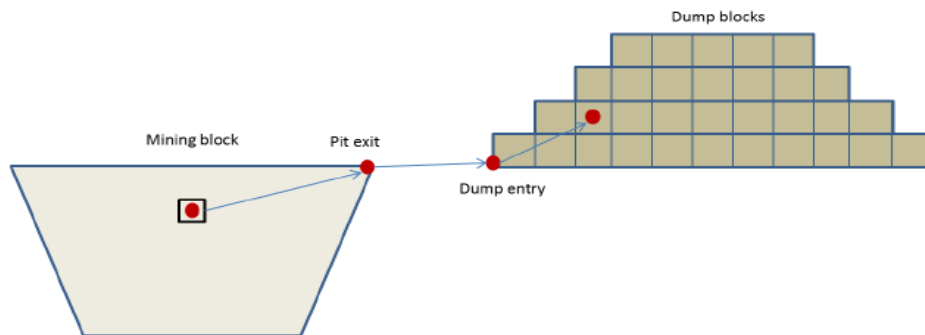


Figura 24: Transportar segmentos de ruta desde un pit hasta un vertedero para un bloque minero.

Fuente: (Topal, 2003).

La distancia directa entre dos puntos en el espacio 3-D, es decir, de (X_1, Y_1, Z_1) a (X_2, Y_2, Z_2) , se debe convertir a las distancias planas equivalentes si los puntos están ubicados en elevaciones diferentes. El principio básico de la conversión es aplicar un gradiente de carretera a la diferencia de elevación, además de la proyección de distancia. La conversión a la distancia plana equivalente refleja una velocidad de camión más lenta en la rampa (arriba / abajo) y un tiempo de viaje más largo.

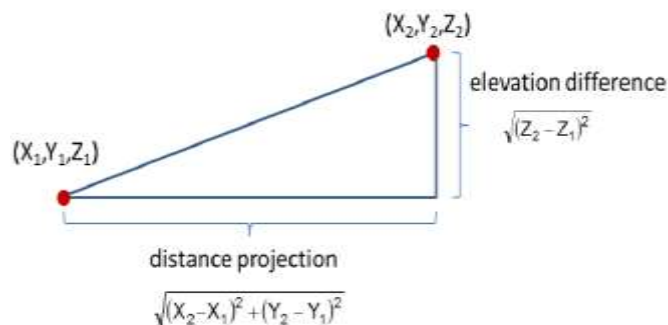


Figura 25: Cálculo de distancia plana equivalente entre dos puntos en el espacio 3D.

El cálculo de la distancia plana equivalente puede variar de un sitio a otro, según el modelo de cálculo establecido. Por lo tanto, los factores de escala se aplican tanto a la diferencia de elevación como a las proporciones de proyección de distancia. Esta disposición permite al usuario la flexibilidad para crear el modelo más preciso para la condición específica del sitio.

$$\text{Equivalent flat distance (D)} = c_1 \times g \times \sqrt{(Z_2 - Z_1)^2} + c_2 \times \sqrt{(X_2 - X_1)^2 + (Y_2 - Y_1)^2}$$

Ecuación 6: Proporciones de proyección de distancia. Distancia plana equivalente.

Dónde:

- c_1 = factor de escala para la diferencia de elevación;
- c_2 = factor de escala para la proyección de distancia;
- g = gradiente de carretera.

Este modelo de distancia plana equivalente es capaz de diferenciar la distancia de transporte de cada bloque minero a cada bloque de volcado, lo que permite una escala completa de evaluación de la preferencia en la (s) ubicación (es) de dumping de cada bloque minero.

Marco normativo

- Texto único ordenado de la ley general de minería (D.S. N°014–92–EM), Lima, Perú, 02 de junio de 1992.
- Reglamento de seguridad y salud ocupacional (D.S. N°024–2016–EM), emitido por el diario oficial El Peruano, Lima, Perú, 26 de julio del 2016.
- Reglamento para la protección ambiental en la actividad minero–metalúrgica (D.S. N°016–93–EM), Lima, Perú, 28 de abril de 1993.

1.2. Formulación del problema

¿Cómo un diseño de un programa óptimo de colocación de rocas mejoraría la planificación de botaderos de desmonte de la mina de oro en la región La Libertad, 2020?

1.3. Objetivos

1.1.1. Objetivo general

Diseñar un programa óptimo de colocación de rocas para mejorar la planificación de botaderos de desmonte de una mina de oro en la región La Libertad, 2020.

1.1.2. Objetivos específicos

- Describir la situación actual de la mina de oro a tajo abierto en la región La Libertad.
- Analizar el tiempo de las operaciones de acarreo en la mina de oro en la región La Libertad.
- Realizar la simulación en base a la programación de enteros mixtos en la mina de oro en la región La Libertad.

1.4. Hipótesis

Hi. El diseño de un programa de colocación de rocas si mejora la planificación de botaderos de desmonte de la mina de oro en la región La Libertad, 2020.

CAPÍTULO II. METODOLOGÍA

2.1. Tipo y diseño de investigación

Por la naturaleza de los objetivos el tipo de investigación es cuantitativo con diseño no experimental explicativo, el mismo que tiene como propósito a explicar las causas del problema y en condiciones se manifiesta realizando una descripción detallada del fenómeno en estudio, sus características, propiedades y rasgos esenciales a partir del recojo de información obtenida de distintas fuentes, para luego establecer la relación de causa y efecto por medio del estudio y análisis de las variables y la comprobación de la hipótesis (Hernández, Fernández, Batista, 2014).

2.2. Población y muestra (materiales, instrumentos y métodos)

2.2.1. Población

La población está constituida por la mina de oro a tajo abierto en la región La Libertad, que ha sido considerada tomando en cuenta los criterios de inclusión y exclusión:

Criterios de inclusión:

- Operaciones consideradas de mediana a gran minería.
- Minas a tajo abierto.
- Tipo de yacimiento diseminados.

Criterios de exclusión:

- Operaciones consideradas como pequeña minería.
- Yacimientos tipo pórfido o skarn.

2.2.2. Muestra

La muestra está constituida por los 02 botaderos de desmonte en roca de la mina de oro a tajo abierto en la región La Libertad.

Tabla 1

Muestra de estudio.

Depósitos de desmante	Capacidad	
	Mt	Mn3
Depósitos de desmante 1	8,00	4,45
Depósitos de desmante 2	60,00	33,33
Capacidad total (Mt)	68,00	

Fuente: Elaboración propia, 2020.

Cabe precisar que la muestra ha sido seleccionada a partir de una evaluación sistemática desde el 2012 con una proyección al 2022 mediante la data brindada por la empresa minera que luego fue comparada con los modelos mixtos OP, COMBO y TB.

2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

Para el recojo de los datos e información del estudio se utilizó la técnica de análisis documental y la técnica de observación.

La técnica de análisis documental, conocida como técnica de gabinete ayudó a sistematizar la información recurriendo a la lectura, subrayado y análisis, permitiendo someter a crítica los distintos documentos y material bibliográfico obtenida de diversas fuentes como tesis, artículos, libros digitales.

Con esta técnica, se logró realizar el análisis del problema, elaborar el marco conceptual, considerando las variables de estudio y emplear el sistema APA en el citado.

También se empleó la observación por medio de un instrumento denominado la guía de observación documental que permitió sistematizar las dimensiones necesarias del

problema de estudio, recoger evidencia de la mina de oro a tajo abierto en la región La Libertad y presentar los resultados de la investigación (Ver Anexo N° 3)

Entre los **métodos empleados** para el recojo de información están desde el campo metodológico y técnico, El campo metodológico, se trabajó con el método analítico y sistémico. El Método analítico: ayudó a identificar el problema, sus causas y evidencias que se presentaban a nivel internacional, nacional y local. El método sistémico: ayudó a establecer un orden, manejar una sistematización del trabajo respondiendo al esquema de la universidad y respetando las reglas que la propia investigación. En cuanto al **método técnico** se emplearon los tres modelos de programación mixta (MIP): Modelo de optimización de ubicación OP, modelo de uso de camiones TB y COMBO. Estos modelos diseñan el programa óptimo de colocación de rocas, permitiendo la planificación técnica, económica y medioambientalista de los botaderos de desmonte en las minas (ver anexo N° 4).

2.4. Procedimiento

1. Revisión de literatura existente y antecedentes del tema

Se recopila la información referente al tema y el trabajo anterior relacionado a botaderos.

2. Definición de tonelaje por sector

Se estima el tonelaje de lastre ideal para cada sector de la mina, sirviendo de base para los diseños posteriores. Para buscar la solución óptima, hay que considerar:

- Evaluar el costo del transporte desde cada bloque de desechos a todas las posibles ubicaciones de descarga, El alcance del problema es proporcional al número de bloques de minería de desechos y las posibles ubicaciones de vertido.

- Evaluar el costo de tiempo para transportar la roca estéril a cada ubicación del botadero. Esto se debe al valor del dinero en el tiempo.

Durante el período de expansión del tajo abierto, se formarán una serie de fosas preparadas; por lo tanto, es posible tener la coexistencia de puntos de salida del pit temporales y permanentes. Este hecho debe tenerse en cuenta al considerar las posibles rutas de transporte entre el punto de salida del Pit y el punto de entrada del volcado. Como resultado, el programa de movimiento de la roca estéril debe describir explícitamente de dónde proviene el volumen de la roca, que debe incluir la siguiente información:

- Tiempo del movimiento material
- Identificación de bloque de minería
- Punto de salida del pozo
- Punto de entrada al volcado de rocas
- Ubicación espacial del bloque de volcado

Además de este transporte primario de material ex-pit, el volumen manipulado, si se requiere, también debe detallar su ubicación de origen y la posición de descanso final en el volcado de rocas, que debe incluir:

- Tiempo
- Reserva de roca
- Localización espacial del bloque de volcado

3. Análisis de alternativas

Se definen alternativas de ubicaciones para botaderos, basados en los antecedentes recopilados. Posteriormente, se realizan los diseños para las ubicaciones definidas.

Se simulan los ciclos de acarreo de las alternativas, para obtener las distancias promedio y con ello calcular las horas de transporte. Con las horas de transporte por período junto al rendimiento de los equipos, se calcula la flota de transporte. Se propone dividir aún más un volcado de roca en bloques de volcados prácticos aún más pequeños, de tal manera que cada centroide de un bloque de volcado represente una ubicación de dumping única con una capacidad nominal. Sin embargo, el modelo de bloque de volcado es diferente del modelo de bloque de minería convencional, es decir, no se aplica un tamaño de bloque uniforme. Los cortes horizontales están definidos por el intervalo de elevación, y los cortes verticales son manipulados por el usuario. El propósito del modelo de bloque de volcado es obtener más información espacial sobre un volcado de roca, es decir, las ubicaciones detalladas dentro de un volcado de roca y la capacidad en cada ubicación individual, de tal manera que un cronograma de volcado práctico pueda ser generado y utilizado de manera realista por operaciones mineras. Además, realizar la estimación directa de la distancia de transporte y el costo del transporte con una precisión mucho mayor.

4. Evaluación técnica-económica de alternativas

De las alternativas definidas y sus resultados, se evalúan las ventajas y debilidades de las alternativas, de manera de descartar alguna si es necesario. A las alternativas más favorables, se les hace una evaluación de los costos de transporte mina, tanto operacionales como de inversión.

Finalmente, se recalculan las horas de transporte y los costos asociados modificando las velocidades de los camiones para generar un programa óptimo de colocación de rocas.

CAPÍTULO III. RESULTADOS

3.1. Descripción de la situación actual de la empresa minera de oro a tajo abierto en la región La Libertad

Tabla 2:

Aspectos generales de la empresa minera de oro a tajo abierto.

ASPECTOS	OBSERVACIÓN
UBICACIÓN	Distrito de Huamachuco, provincia de Sánchez Carrión, región La Libertad.
GEOGRAFÍA	Se emplaza en la vertiente oriental de la cordillera occidental de los andes centrales.
ALTITUD	Entre los 3100 m.s.n.m a 3700 m.s.n.m.
YACIMIENTO	Yacimiento pórfido de Cu-Au-(Mo).
METODO DE EXPLOTACIÓN	Tajo abierto (contempla las operaciones de perforación, voladura, carguío y apilamiento de mineral en el pad de lixiviación)
RESERVAS	Se estiman en 38 543 958 toneladas con una ley de 0.57 g/t de Au.
PRODUCCIÓN	24 000 t/d de mineral con una vida útil de 6 años.
RELACIÓN DESMONTE/MINERAL	De 1.08 (41 627 475 toneladas de desmonte).
TAJOS DE PRODUCCIÓN	Tajos Calaorco y Ethel- un área total de 41 ha; el tajo Calaorco con 32,1 ha y 330 m de profundidad, y el tajo Ethel con 8.9 ha y 176 m de profundidad.
DEPÓSITOS DE DESMONTES	Se cuenta con 5 depósitos de desmonte con una capacidad de 74 Mt, ocupan una superficie de 100.98 ha y un volumen de 41.1 millones de m ³ .
MATERIAL ORGÁNICO	Cuenta con 3 depósitos de Top Soil con una capacidad de 0.3 Mm ³ .

Nota: Información sintetizada a partir de la ficha de observación documental, detallando lo significativo de la mina.

Fuente: Elaboración propia, 2020.

Depósitos de desmonte

La tabla N°3 indica que la empresa minera está constituida por 2 instalaciones distribuidos de acuerdo a las condiciones topográficas para el almacenamiento de desmonte con una capacidad de 68 millones de toneladas métricas de desmonte de mina y que exceden los 41.5 millones de toneladas requeridos por la empresa.

Tabla 3:

Características de los depósitos de desmonte.

Depósitos de desmonte	Capacidad		Densidad	Área	Área	Altura
	Mt	Mm ³		Base ha	cresta ha	
Depósitos de desmonte 1	8,00	4,45	1,80	19,0	2,5	64
Depósitos de desmonte 2	60,00	33,33	1,80	60,0	1,0	147
Capacidad total (Mt)	68,00					
Capacidad requerida (Mt)	41,48					

Fuente: Elaboración propia, 2020.

- **Depósito de desmonte 1** ubicado en la zona oeste con una capacidad de 8 millones de toneladas (4,44 millones de m³) sobre un área de 17,3 ha.
- **Depósito de desmonte 2** ubicado en la zona sur con una capacidad de 60 millones de toneladas (33,33 millones de m³) sobre un área de 58,3 ha.

La geometría del depósito considera capas de 8 m de altura con superficies planas y banquetas, intermedias entre capas, donde la configuración de cada capa se desarrolla asumiendo que el material de desmonte se apila con su ángulo de reposo y que cada capa tiene un retiro tal que permite obtener el talud global indicado. Durante las operaciones de carguío se pueden requerir ajustes de ángulo de reposo, al considerar apilar las capas con ligeras capas pendientes de proveer banquetas con pendiente longitudinal.

3.2. Análisis de tiempos en las operaciones de acarreo en la mina de oro en la región

La Libertad

A. Viajes de ida y vuelta en general

La tabla N°4 resume la distancia total del viaje de ida y vuelta, incluida la distancia recorrida para la manipulación del material para rehabilitación. El cronograma del modelo de optimización de ubicación da la menor distancia total a cubrir de 14.06 millones de km (distancia plana equivalente), indicando que se ha alcanzado el objetivo de distancia mínima.

Tabla 4

Viajes de ida y vuelta anual (1000 km).

Periodo	OP	TB	COMBO
2012	164	444	258
2013	1,239	11,188	1,372
2014	1,542	1,620	1,643
2015	1,663	1,836	1,976
2016	2,050	1,950	1,915
2017	1,693	1,676	1,876
2018	1,368	1,505	1,327
2019	1,505	1,363	1,418
2020	1,398	1,293	1,085
2021	870	874	791
2022	569	448	521
Sum	14,061	14,198	14,183

Fuente: Elaboración propia, 2020.

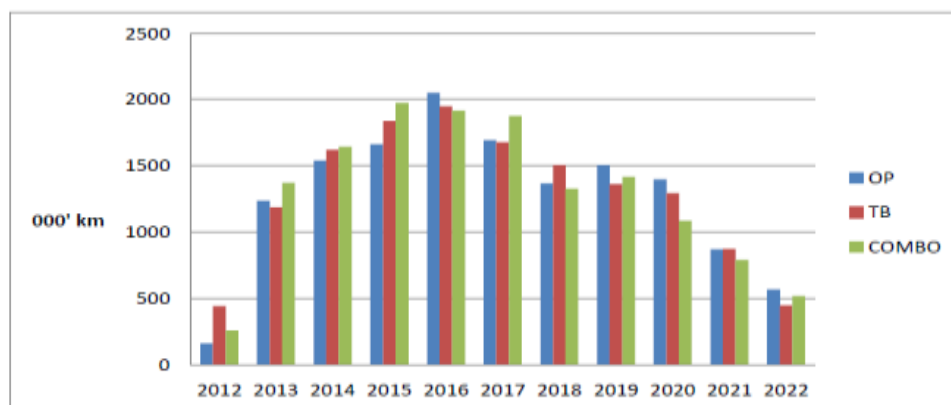


Figura 26: Distancia total de transporte (miles de kilómetros), incluida la posibilidad de volver a manejar mediante tres opciones.

B. Requisitos de horas estimadas de camiones

La distancia de transporte se divide por la velocidad de desplazamiento promedio del camión de 40 km/h, para facilitar la estimación de las horas de camión requeridas. Esta estimación sigue la misma tendencia que la distancia de acarreo.

Tabla 5

Requisito anual de horas de camiones (hora).

Periodo	OP	TB	COMBO
2012	4,101	11,108	6,460
2013	30,963	29,698	34,291
2014	38,538	40,499	41,075
2015	41,587	45,911	49,395
2016	51,253	48,740	47,866
2017	42,323	41,889	46,903
2018	34,206	37,624	33,180
2019	37,630	34,076	35,461
2020	34,952	32,327	27,136
2021	21,761	21,862	19,787
2022	14,215	11,206	13,022
Sum	351,530	354,940	354,576

Fuente: Elaboración propia, 2020.

La figura 27 indique que la desviación de las horas requeridas de los camiones es evidente en comparación con la programación del modelo de optimización de ubicación, las programaciones de los modelos TB y Combo producen desviaciones más pequeñas a lo largo del tiempo. Esta salida se alinea con la función objetivo de los dos modelos que además considera las desviaciones de camiones entre dos años adyacentes.

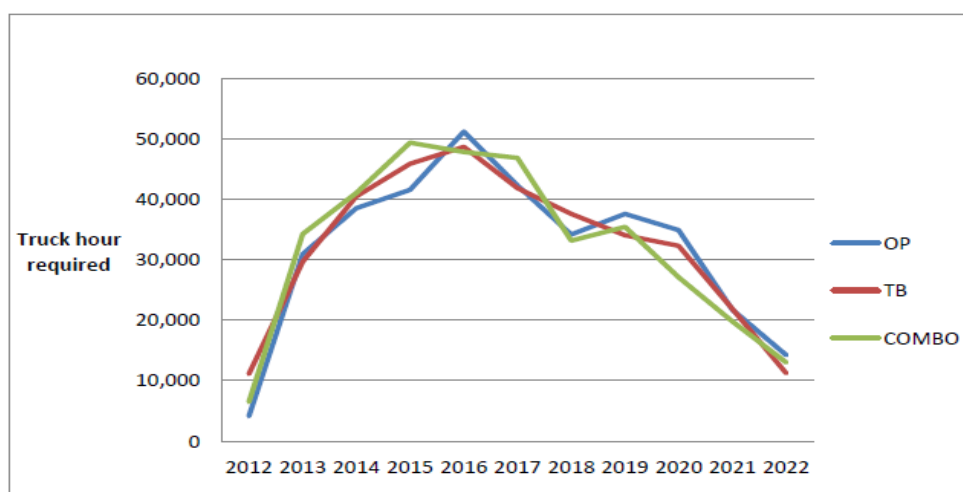


Figura 27: Estimación de horas de camiones requeridas cada año.

C. Productividad de camiones por distancia de acarreo plano (m^3/km)

El volumen total de roca que se maneja cada año se divide por la distancia total del viaje de retorno para calcular la productividad del camión en m^3/km . El valor calculado es un índice de rendimiento, que se puede convertir a toneladas/km si se aplica la densidad promedio. En general, cuanto mayor sea el valor de m^3/km , mejor será la eficiencia del sistema de transporte. La tabla N° 6 indica que durante la vida útil de la mina, la productividad promedio por los modelos OP, TB y Combo es de 17.90 m^3/km , 16.46 m^3/km y 17.03 m^3/km , respectivamente. Estos valores sugieren que el modelo OP minimiza de eficientemente la distancia de acarreo durante la vida útil de la mina. Sin embargo, las programaciones de los modelos TB y Combo producen una productividad más equilibrada durante este período.

Tabla 6

Productividad promedio anual de camiones en m^3/km .

Periodo	OP	TB	COMBO
2012	25.73	9.50	16.34
2013	18.17	19.07	16.40
2014	19.41	18.54	18.21
2015	18.22	16.54	15.41
2016	15.76	16.56	16.80

2017	18.38	18.80	16.57
2018	16.90	15.63	17.42
2019	15.61	17.38	16.34
2020	14.23	14.57	17.48
2021	16.03	16.35	17.09
2022	18.49	18.07	19.23
Average	17.90	16.46	17.03

Fuente: Elaboración propia, 2020.

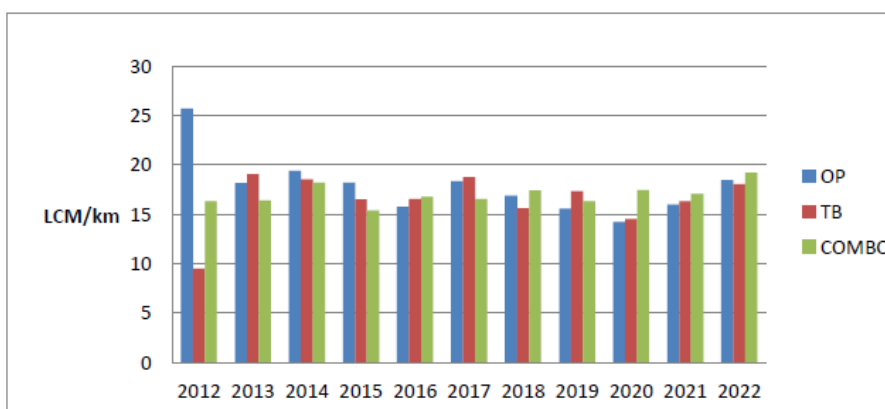


Figura 28: Rendimiento anual de productividad de camiones (m³/km) por tres opciones.

3.3. Simulación en base a la programación de enteros mixtos en la mina de oro en la región La Libertad

El empleo en el mundo real de los modelos MIP desarrollados incluye una introducción al proyecto de minería, la modificación del modelo a los requisitos específicos del sitio, la resolución de problemas MIP, la generación de resultados y un análisis comparativo. Se han diseñado tres vertederos de roca principales, a saber, los botaderos de roca LTA, LEA y LWE, para alojar a la mayoría de los desechos de roca. La instalación de almacenamiento de relaves (TSF) y el ROM-pad deben ser construidos por la roca de desecho en las primeras etapas de la minería. Se utilizarán siete arsenales de medios de crecimiento (GM) para almacenar material GM para rehabilitación, que cubrirá la parte superior de los tres vertederos de roca principales al final de la vida útil de la mina.

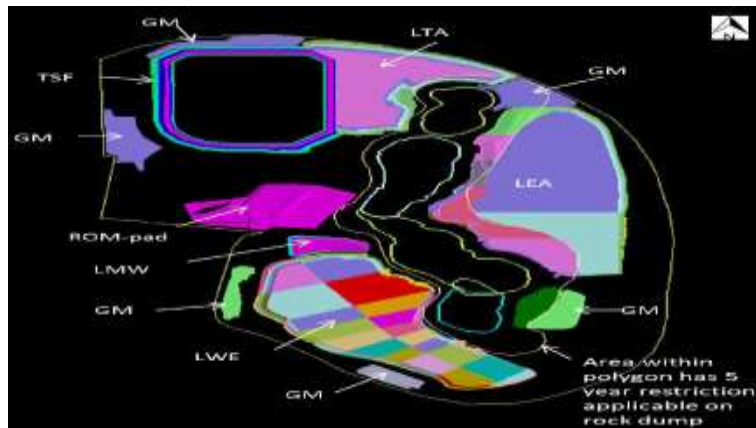


Figura 29: Diseño del sitio de la mina y diseño general de la forma del terreno en el proyecto.

De acuerdo con el diseño dado, la capacidad total de almacenamiento de roca estéril es de aproximadamente 229.9 millones de metros cúbicos sueltos (LCM). El programa de producción se proporciona y el movimiento volumétrico anual. Una verificación preliminar muestra que el volumen total que se eliminará de los tajos es de 234.8 millones de medidores cúbicos sueltos (LCM). Esta verificación indica que todo el material de desperdicio de roca y mineral de los tajos abiertos puede estar completamente contenido dentro del diseño actual.

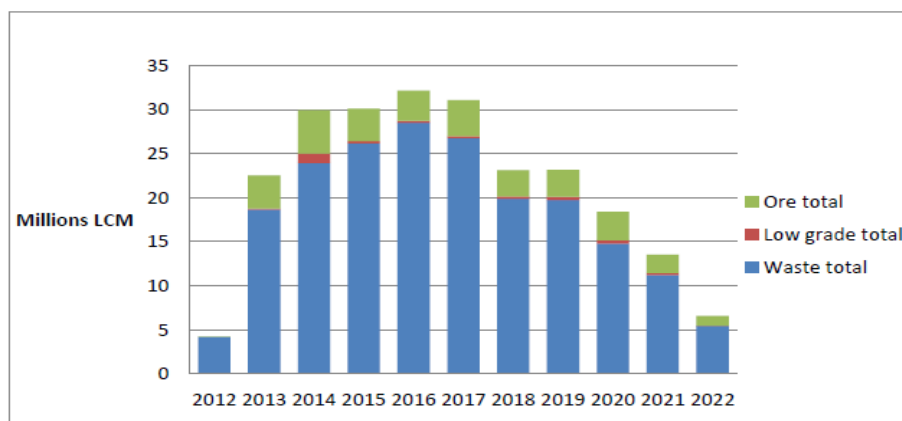


Figura 30: Programa anual de movimiento de material desde pits operativos.

El modelo de bloque proporcionado no es un modelo de bloque estándar para el software de programación. El ingeniero de planificación a largo plazo agrupó algunos bloques mineros según sus atributos y ubicación espacial, reduciendo el número total de bloques a 2.454.

Tabla 7

Programa simplificado de bloques mineros.

Year	Waste	MW	Ore	Yearly sum
2012	14		11	25
2013	92	28	248	368
2014	105	37	278	420
2015	100	45	281	426
2016	30	20	109	159
2017	46	24	132	202
2018	41	21	144	206
2019	35	15	97	147
2020	26	17	116	159
2021	31	24	154	209
2022	18	18	97	133
Total blocks	538	249	1,667	2,454

Fuente: Elaboración propia, 2020.

Dado el número de bloques de volcado y bloques de mineral, se estima que son posibles 542,334 combinaciones. Todo lo cual debe ser evaluado por los modelos MIP antes de determinar la estrategia de vertido óptima. El estudio de caso involucra múltiples pits, salidas de tajos, vertederos de rocas y entradas de vertederos, lo que complica aún más el problema.

En el caso de la salida del tajo, por ejemplo, el diseño especifica 20 salidas diferentes. Algunas salidas son temporales, que se formarán y desaparecerán a medida que se expandan los tajos. El modelo debe leer esa información para que la lógica de la expansión de los pits y los bloques de minería contenidos se refleje en la salida de la solución.

Tabla 8

Resumen de Pits existentes.

Pit(s)	Exit name	Number of exits
BS	J,O	2
TP	P,U,T, G,E,H,D,M	8
HA	L,R,B,I,A,C,Q,S,N,F	10
Total		20

Fuente: Elaboración propia, 2020.

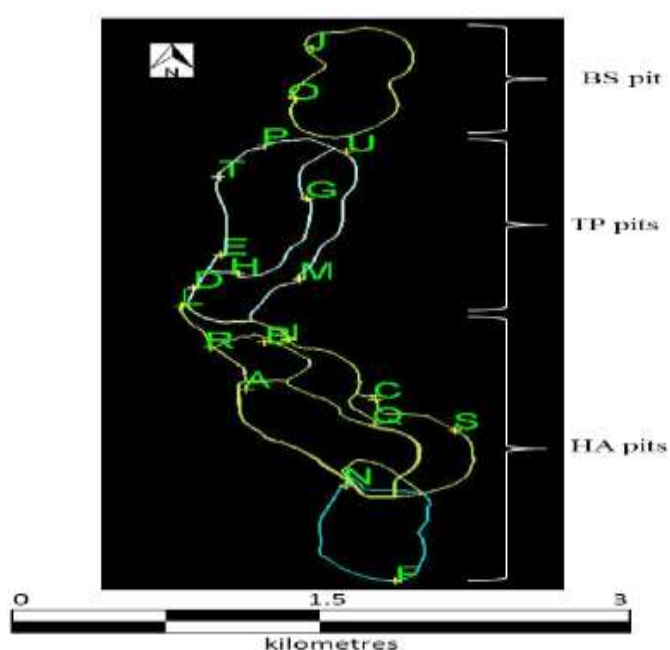


Figura 31: Salidas temporales y permanentes según diseño actual.

A. Interpolación del flujo de material del sitio

El modelo genérico para la planificación y programación de vertederos de residuos incluye la mayoría de los aspectos del sistema, pero el proyecto de minería individual introduce condiciones especiales. De acuerdo con la información proporcionada, se incluye el movimiento de mineral y la roca residual se clasifica en material Azone, material GM y otra roca residual.

Esta variación requiere modificaciones menores del marco genérico y del flujo de material,

Se requieren las siguientes modificaciones:

- ROM-pad se agrega como punto de descarga para el mineral.
- Se excluye el material PAF.
- El material de GM solo se permite transportar a la reserva de GM o a la parte superior de los vertederos de roca principales.
- Se prefiere que el material de Azone se envíe a TSF para formar una capa impermeable hasta que se complete TSF en 2018.

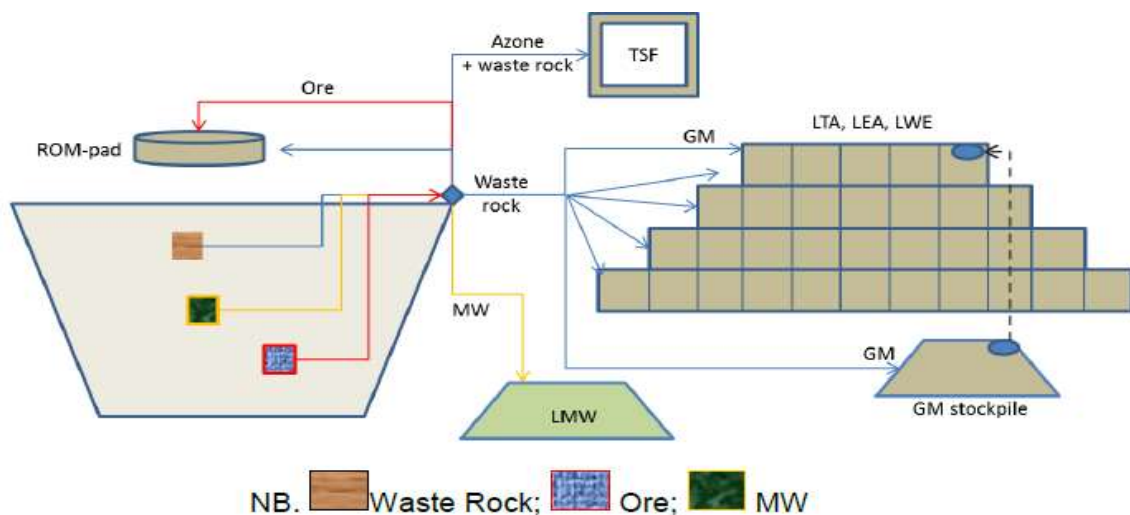


Figura 32: Minería modificada y marco de dumping para el proyecto.

B. Modificación del modelo MIP a la condición específica del sitio.

Además del flujo de material, se introducen restricciones específicas del sitio para garantizar la lógica del programa de descarga, que es requerido por el sitio de la mina:

- Restricción del vertido de rocas en parte del vertedero de LEA, donde se encuentra dentro de la zona de restricción de 5 años. La restricción se levantará en 2018.

- Dar prioridad a una construcción ROM-pad de dos etapas, con la primera etapa que se construirá a fines de 2017 y completarse completamente en 2018.
- Dar prioridad a una construcción TSF de dos etapas, con la primera etapa que se construirá a fines de 2017 y completarse en 2019.
- El modelo TB requiere una capacidad nominal de camiones predefinida, que no se proporciona en el estudio de caso. El modelo debe determinar el trabajo de acarreo cargado requerido óptimo (LCM x m), de modo que la desviación entre años adyacentes sea mínima, luego las soluciones se deben usar como una guía para determinar el presupuesto del camión.

C. Tamaño del problema MIP y tiempo de solución

Cada división de los vertederos de roca se trata como una estructura individual, y se aplica una secuencia de construcción de vaciado de levantamiento por levantamiento. Esta implementación genera tres problemas MIP que involucran más de 640,000 variables cada uno.

Tabla 9

Tamaño del problema y tiempo de solución.

Model Name	Number of	OP	TB	Combo
Problem size	linear variable	643,063	643,085	643,085
	binary variable	1,719	1,719	1,719
	Constraints	12,537	12,547	12,547
Solving process	Simplex iterations	335,094	51,550,326	8,184,228
	branch and bound cut	2,316	208	531
Solution time (minutes)		4.7	3557.4	244.3

Fuente: Elaboración propia, 2020.

Usando una computadora, el modelo OP solo requirió cinco minutos para resolver este problema de programación. El problema más lento, generado por el modelo TB, se resolvió en dos días y medio.

D. Resultados numéricos – comparaciones entre tres horarios

Los horarios de colocación de roca son generados por los tres modelos MIP (Programación de enteros mixtos), es decir, los modelos OP (Optimización de ubicación), TB (balance de camiones) y Combo. Según lo solicitado por el proveedor de datos, para cada período de tiempo, se analiza la distancia equivalente total de transporte plano, las horas de camión requeridas y la productividad del camión (m^3/km). Los modelos MIP también calculan el tiempo y la cantidad de material GM que se va a manipular para cubrir la parte superior de los tres botaderos de roca principales.

E. Manipulación del material para rehabilitación

El programa de producción ya está determinado, por lo que el volumen total de movimiento desde las piscinas abiertas permanece constante. El movimiento de material adicional es el resultado de la reorganización del material, es decir, el material para rehabilitación movido desde una reserva para rehabilitación a la parte superior de un volcado de roca.

Tabla 10

Productividad anual de camiones en LCM/km.

Periodo	OP	TB	COMBO
2012			
2013		148,731	
2014		108,596	
2015	208,709	273,983	348,426
2016	154,736	135,072	
2017	41,143	424,985	
2018		398,392	

2019	324,941	516,879	
2020	1,497,434	441,258	584,235
2021	427,369	777,732	
2022	3,934,508	1,521,189	3,438,299
Total	6,588,840	4,746,817	4,370,960

Fuente: Elaboración propia, 2020.

El volumen general de re-manejo requerido por las programaciones de los modelos TB y Combo es considerablemente menor, en aproximadamente un 30% de lo que requiere la programación del modelo OP. Las opciones OP y Combo prefieren rehabilitar el vertedero de rocas en una etapa posterior de la minería, mientras que la opción de TB permite que esta rehabilitación ocurra en años anteriores. El modelo de TB se considera proactivo en términos de rehabilitación progresiva. De hecho, tal resultado es manipulado por su función objetiva, para minimizar la desviación anual del presupuesto del camión.

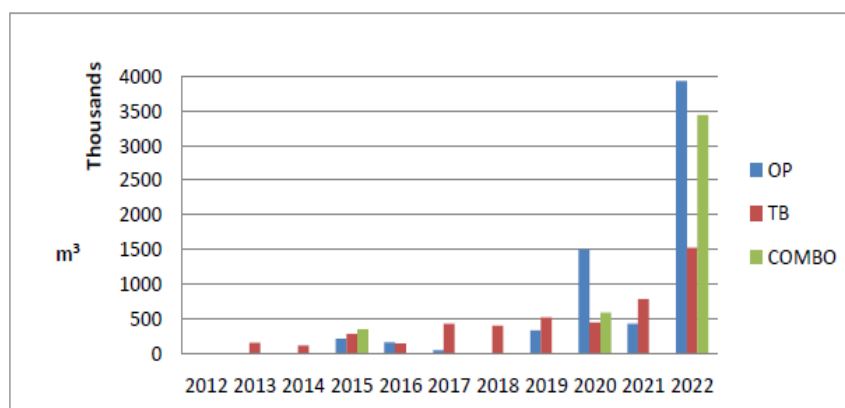


Figura 33: Material para rehabilitación re-manejado (m³) por tres opciones.

F. Resultados gráficos – huella final y progresión del relieve

El programa de llenado de bloques de volcado permite predecir la huella de la forma del terreno final y la progresión anual del terreno, por lo que proporciona orientación para los ingenieros de planificación de minas en el diseño de forma del terreno por etapas. La

predicción final de la huella de la forma del terreno y la progresión anual de la forma del terreno generada por el modelo OP se aprecian en la figura 34 y figura 35.

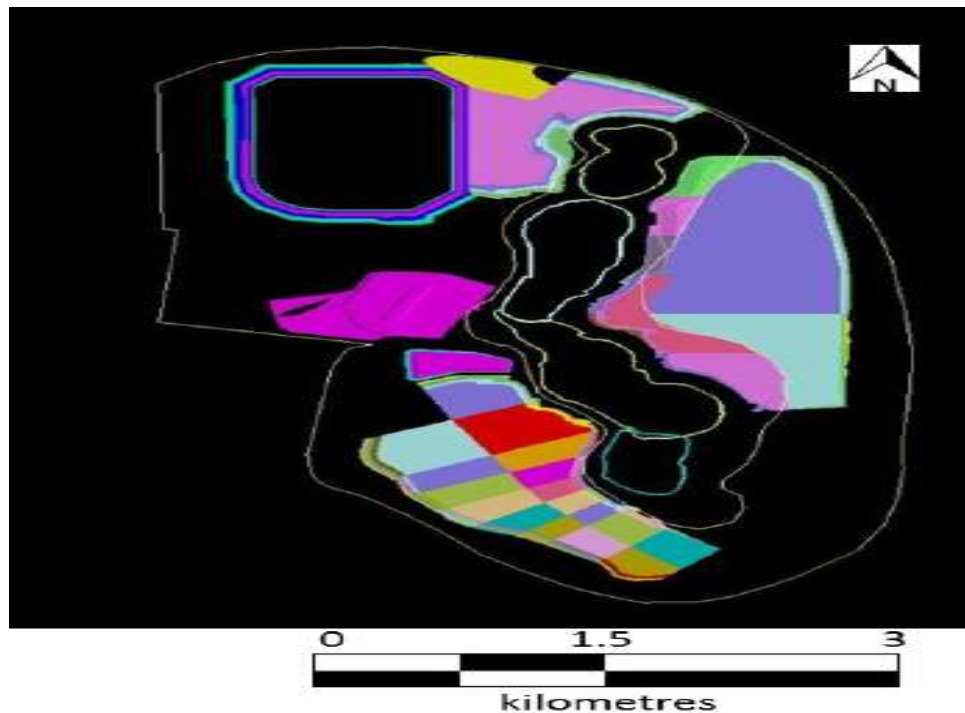


Figura 34: Huella final del relieve predicho por el modelo OP.

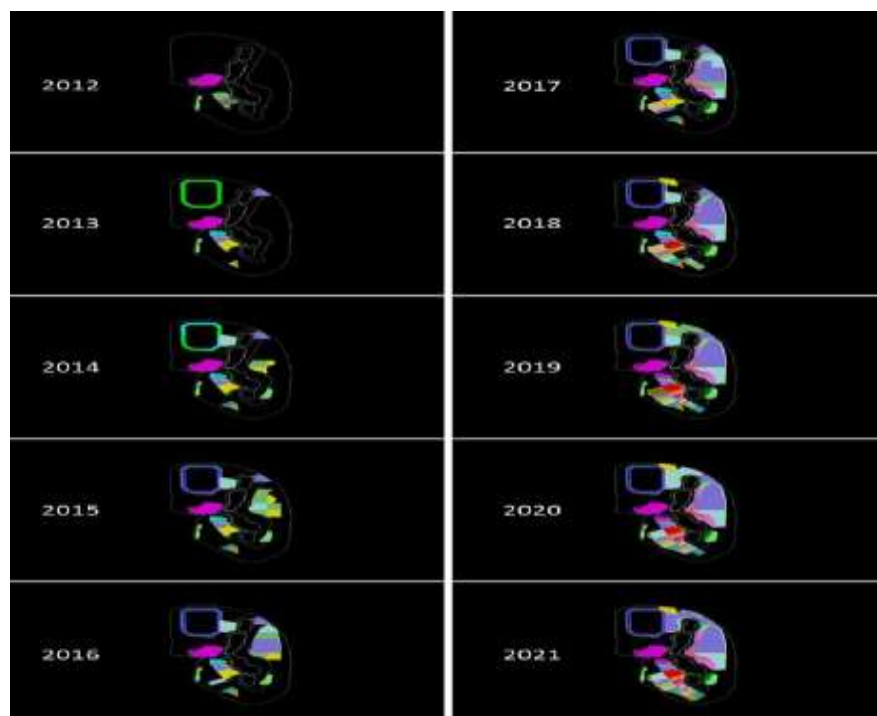


Figura 35: Progresión de la forma de la tierra según el programa de volcado de la opción OP.

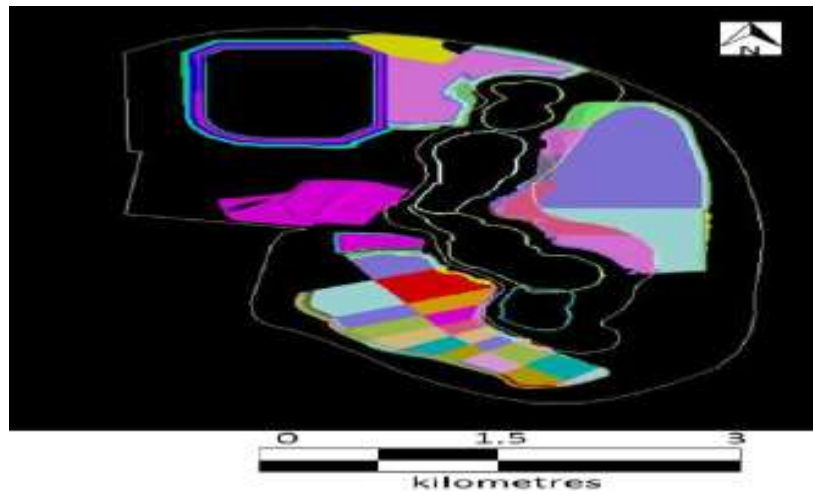


Figura 36: *Huella terrestre predicha por el modelo TB.*

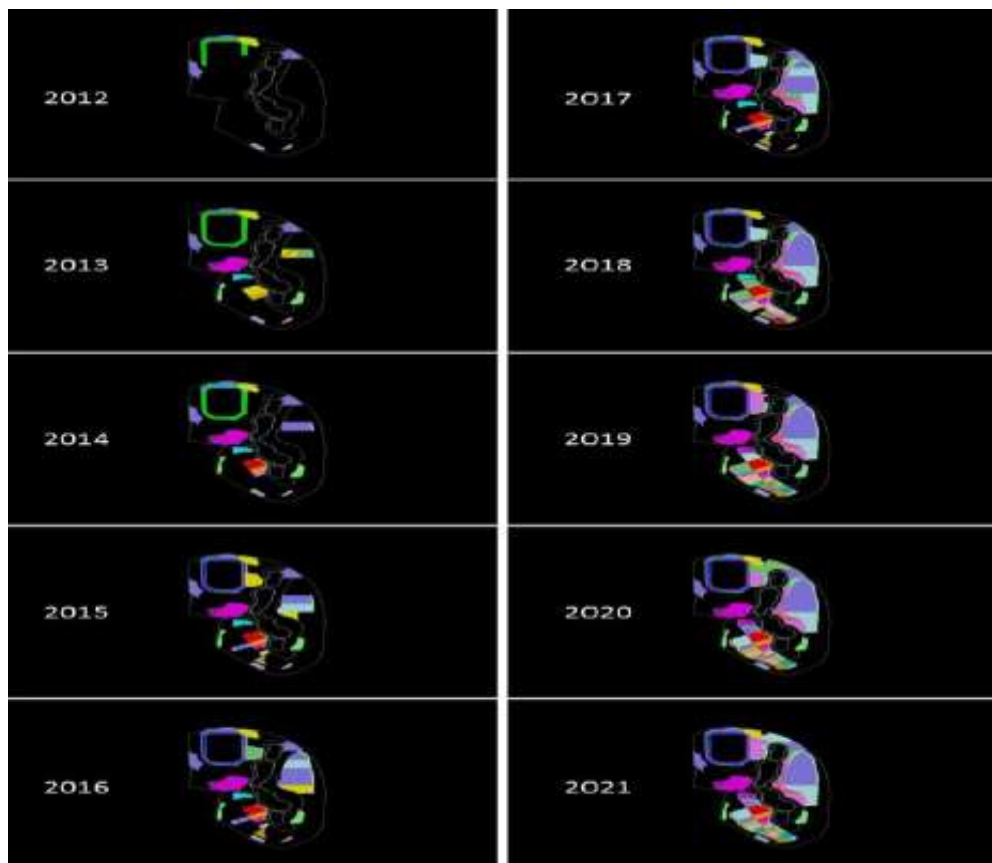


Figura 37: *Progresión de la forma de relieve predicha por el programa de volcado de opciones de TB.*

La figura 37 es una imagen en la cual se muestra la vista en planta de cómo ha sido la progresión de la forma del relieve en el 2012 hasta una proyección al año 2021 mediante el programa de volcado TB.

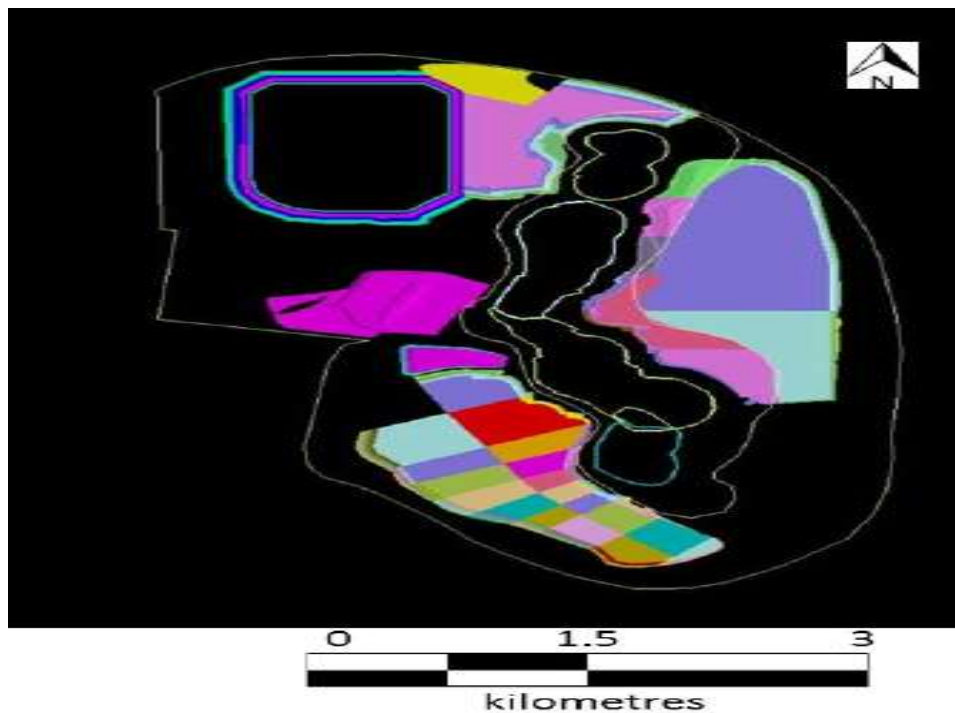


Figura 38: Huella terrestre predicha por el modelo Combo.

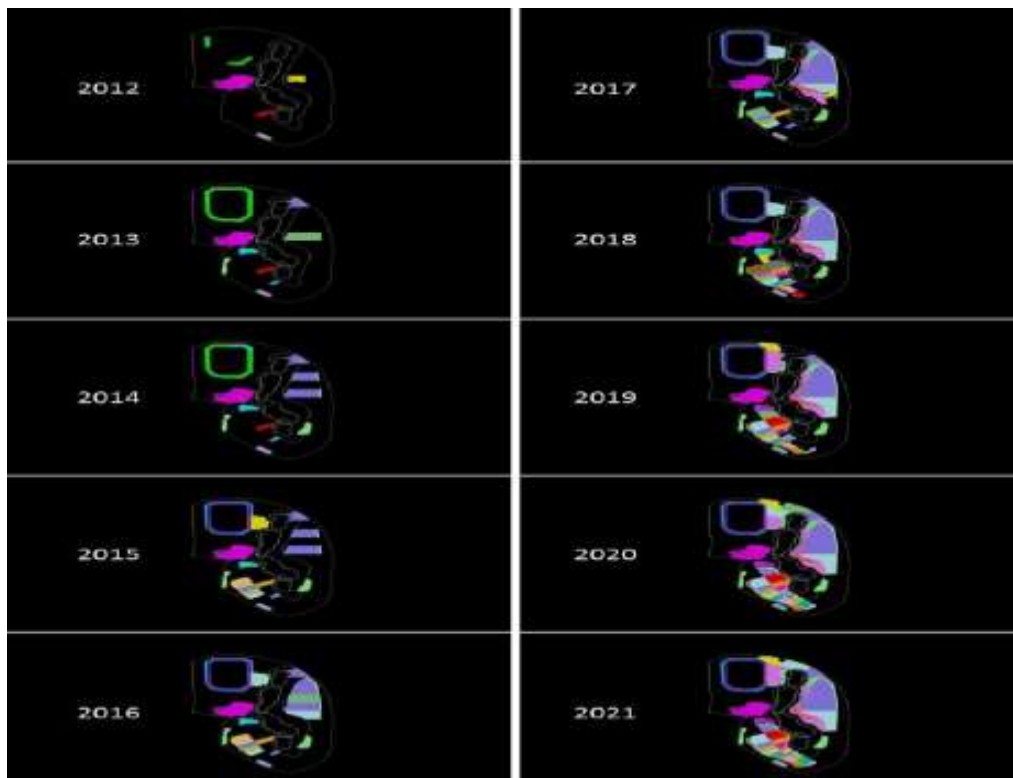


Figura 39: Progresión de la forma de relieve según el programa de volcado de opciones Combo.

Las diferencias en el progreso de la forma de relieve se deben a las diferentes funciones objetivas de cada modelo. El usuario puede seleccionar el modelo que satisfaga el objetivo del proyecto.

G. Estimación del costo de acarreo

El NPC (Net Present Cost) para el transporte se estima utilizando un factor de costo de 1 centavo por BCM (Bank Cubic Meter) por lote plano transportado, con una tasa de descuento del 12% aplicada anualmente. El NPC para cada programa de colocación de rocas se muestra en la figura 40.

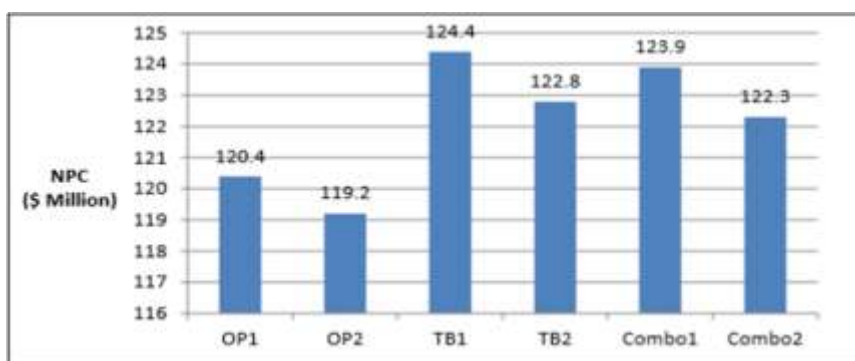


Figura 40: Costo estimado de transporte de seis horarios de colocación de rocas.

La Figura 40 indica que, en general, el vertedero de rocas construido con elevadores múltiples es más económico que los construidos de elevador por elevador, lo que demuestra la flexibilidad y los posibles ahorros de costos obtenidos por el vertido de elevadores múltiples. Entre los tres modelos, los resultados del modelo de optimización de ubicación son los mejores para la minimización de costos, lo que se alinea con el objetivo diseñado. Además de esta comparación de modelos cruzados, se empleó el método manual clásico para programar la roca estéril en los botaderos de roca apropiados, de modo que el costo total de transporte se estima y se compara con el de los modelos MIP.

La técnica fundamental adoptada en el método manual es la prueba y error, al hacer coincidir el volumen de roca removida con la capacidad de descarga disponible. Se llevaron a cabo algunas simplificaciones para reducir el tamaño del problema a un nivel manejable, como dividir los botaderos de roca en una cantidad de puntos de acuerdo con la cantidad de levantamientos y agrupar los bloques mineros ubicados en el mismo banco.

La principal dificultad involucrada en el método tradicional es determinar el volumen de remanipulación, porque es una variable dependiente del cronograma de colocación de rocas y progresión del botadero. Mientras tanto, la regla de segregación de materiales, en particular, la regla de almacenamiento centralizado de rocas PAF también complica la programación manual. Si bien se genera un cronograma factible, es seguro que existiría una mejor solución.

Como resultado, el NPC estimado para el transporte es de aproximadamente \$ 125.1 millones, que sigue siendo \$ 700,000 o 0.5% más alto que el peor caso generado por el modelo TB1, y \$ 5.9 millones o 4.9% más caro que ese modelo OP2. La comparación de los resultados se ilustra en la figura 41.

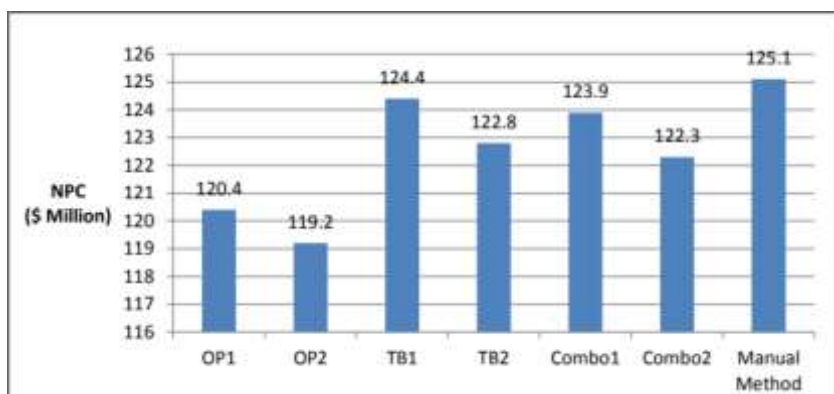


Figura 41: Costo de transporte programado manual frente al modelo MIP.

H. Programa óptimo

Los tres modelos de Programación entera mixta desarrollados (MIP), es decir, una distancia de transporte global mínima (Modelo de optimización de ubicación OP), una desviación mínima en el modelo de uso de camiones (TB) y un modelo equilibrado. La distancia de transporte más el modelo de uso de camiones (Combo) se implementan en la mina a tajo abierto, y tres horarios distintivos de colocación de rocas así como las estrategias de descarga de la vida de la mina se generan automáticamente.

Según el diseño actual, el modelo de optimización de ubicación especifica el horario más eficiente para la colocación de rocas residuales produce la distancia de transporte más baja, 14.06 millones km, y la mayor productividad de camiones, 17.90 m³/km en promedio. De todos modos, eso predice el mayor volumen de manipulación de material para rehabilitación entre los tres modelos, aproximadamente 6.6 millones de LCM (Loose Cubic Metre), los horarios de los modelos de uso de camiones y combo requieren mayor transporte de camiones, pero sus desviaciones en la distancia de transporte anual y los requisitos de hora del camión son menores que los del modelo de optimización de ubicación.

Los dos modelos también requieren un nuevo manejo del material para la rehabilitación requiriendo un promedio del 30%, comparando con el del modelo de optimización de ubicación bajo el diseño alternativo, la parte norte del vertedero de rocas (LTA), la parte suroeste del vertedero de rocas (LWE) y la parte noreste del vertedero de rocas (LEA) no serán utilizados, debido al aumento de la capacidad en los tres vertederos de rocas principales.

Por lo tanto, reduciendo la huella final del relieve y el material para rehabilitación requerido para cubrir el vertedero de basura, el diseño alternativo reducirá la demanda de material para rehabilitación en 1.95 millones de m³, una reducción del 25%.

Además, las comparaciones de distancia de transporte y productividad de camiones muestran que el diseño alternativo es más ventajoso en comparación con el actual diseño. Usando el modelo de optimización de ubicación, la distancia total de transporte (incluido el camión casa requerida) disminuirá 8.3% y la productividad del camión aumentará 5.9%. Usando el modelo combo, la distancia de transporte general disminuirá 9.7% y la productividad del camión aumentará 12.6%.

CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

4.1. Discusión

Con los resultados obtenidos de la investigación, se diseñó un programa óptimo de colocación de rocas que permite planificar de manera económica y medioambientalista los botaderos de desmonte en una mina de oro a tajo abierto. De este modo a continuación se analizan y discuten los resultados de la investigación en comparación con otros estudios realizados sobre el tema, así como también con la hipótesis.

El diseño del programa óptimo requiere que se conozca los tres modelos de programación entera mixta desarrollados, al considerar una distancia de transporte global mínima (modelo de optimización de ubicación), una desviación mínima en el modelo de uso de camiones (balance de camiones) y un modelo equilibrado (modelo Combo). La distancia de transporte y el modelo de uso de camiones, se implementan en la mina a tajo abierto, y tres horarios distintivos de colocación de rocas y las estrategias de descarga de la vida de la mina se generan automáticamente con el fin de obtener mayor productividad. Sin embargo, las comparaciones de distancia de transporte y productividad de camiones muestran que un diseño alternativo es más ventajoso en comparación con el actual diseño o al usar el modelo de optimización de ubicación, esto concuerda con Soto y Tarazona (2016), quienes manifiestan que simular los tiempos de acarreo teniendo una alta confiabilidad, facilita el dimensionamiento de los equipos de acarreo, evitando pérdidas en el proceso y aumentando la producción.

Un enfoque de sistema para todos los ciclos de forma simultánea, se pueden generar beneficios de un 19,6% en promedio en términos de tiempos perdidos por espera, en

comparación al enfoque de resolución del problema a través de ciclos independientes. Adicionalmente, en términos de tamaño de flota, no existen diferencias significativas entre ambos enfoques. Sin embargo, Manuel (2010) manifiesta que el cálculo correcto de la flota de camiones, ayuda a mantener en óptimas condiciones la relación \$/ton para la operación mina. El exceso o la falta de camiones incurren directamente en los costos unitarios.

El área de Planeamiento de la mina de oro a tajo abierto diseñó tres vertederos de roca principales, a saber, la parte norte del vertedero de rocas, la parte suroeste del vertedero de rocas y la parte noreste del vertedero de rocas, para alojar a la mayoría de los desechos de roca. La instalación de almacenamiento de relaves y el Run of Mine - Pad deben ser construidos por la roca de desecho en las primeras etapas de la mina. Con nuestro diseño se utilizarán siete arsenales de medios de crecimiento para almacenar material para rehabilitación, que cubrirá la parte superior de los tres vertederos de roca principales al final de la vida útil de la mina.

De acuerdo con el diseño dado, la capacidad total de almacenamiento de roca estéril es de aproximadamente 229.9 millones de metros cúbicos sueltos. El programa de producción se proporciona y el movimiento volumétrico anual puede demostrar que el volumen total que se eliminará de los tajos es de 234.8 millones de medidores cúbicos sueltos. Esta verificación indica que todo el material de desperdicio de roca y Mineral de los tajos abiertos puede estar completamente contenido dentro del diseño actual de la forma del terreno, al considerar variables dinámicas propias de la operación para el dimensionamiento de flota de acarreo, se tiene un cálculo de producción más cercana a lo planeado y reduce el margen de sobre y/o sub dimensionamiento de equipos de acarreo. Además, las comparaciones de distancia de transporte y productividad de camiones muestran que el diseño alternativo es más ventajoso en comparación con el actual diseño. Usando el modelo de optimización de

ubicación, la distancia total de transporte (incluido el camión casa requerida) disminuirá 8.3% y la productividad del camión aumentará 5.9%. Usando el modelo combo, la distancia de transporte general disminuirá 9.7% y la productividad del camión aumentará 12.6%. por tal razón Minchola (2018) manifiesta que se debe comprobar la importancia de tener un dimensionamiento considerando variables operativas de minado, logrando incrementar la producción y evitar pérdidas en el proceso de acarreo.

Con respecto a la hipótesis, el diseño de un programa óptimo de colocación de rocas si mejora la planificación de botaderos de desmonte en la mina de oro en la región La Libertad, porque minimizará los costos de acarreo y transporte al contar con un modelo de optimización, la programación de enteros mixtos (MIP) ayudará a la ubicación del material y a contar con horarios eficientes para el proceso de colocación de rocas optimizando los costos de operación de esta manera se obtuvo que la distancia de transporte más baja es de 14.06 millones km y la mayor productividad de camiones es de 17.90 m³ / km en promedio, tal como lo manifiestan Lizotte y Bonates(1987) que para reducir el costo unitario por unidad de volumen o la masa de roca estéril manejada, las soluciones disponibles incluyen aumentar el tamaño del equipo, mejorar el rendimiento de confiabilidad de la maquinaria, proporcionar mejores condiciones de operación e implementar un sistema de despacho. Por lo tanto, tener un botadero de rocas construido con elevadores múltiples es más económico que los construidos de elevador por elevador, lo que demuestra la flexibilidad y los posibles ahorros de costos obtenidos por el vertido de elevadores múltiples. Entre los tres modelos, los resultados del modelo de optimización de ubicación son los mejores para la minimización de costos, lo que se alinea con el objetivo diseñado. Las limitaciones que se tuvo fue la limitada bibliografía en cuanto a nuestro tema de investigación, ya que se utilizan modelos

matemáticos apoyados por la programación tecnológica para poder resolver un problema común en nuestras operaciones mineras a tajo abierto.

4.2. Conclusiones

- El manejo y control de botaderos de desmontes, la empresa minera de oro a tajo abierto en la Región La Libertad, cuenta con depósitos de desmonte debidamente estructurados que cumplen en base a la capacidad de desmonte sin embargo estos exceden a los requerimientos actuales de la mina esto ocupa una superficie de 100,98 has y un volumen de 41,1 millones de m^3 , así mismo se ha previsto optimizar y reformular la geometría del depósito de los desmontes al planificar la construcción de instalaciones para los depósitos libres de suelo orgánico o inorgánico, hasta encontrar una cimentación estable que garantice la estabilidad de las instalaciones durante la operación, cierre y post cierre.
- El programa óptimo de colocación de rocas para la planificación de botaderos de desmonte en la empresa minera de oro a tajo abierto en la Región La Libertad, se centra en establecer un conjunto de datos sintéticos, creados con el software de planificación de minas, el cual describe cada uno de los modelos que permite tomar la mejor decisión tal como : el modelo de optimización de ubicación minimiza mejor el trabajo de transporte, el modelo de uso de camiones produce la mejor coincidencia con el presupuesto, pero el costo de transporte es más alto, el modelo combo considera tanto el costo de transporte como la desviación del presupuesto.
- Los ciclos de acarreo de las alternativas permitieron poder establecer las distancias promedio para el cálculo de las horas de transporte, de este modo con certeza se pudo establecer la flota necesaria para el acarreo de residuos, al definir las ventajas y desventajas centradas en el costo y en el manejo óptimo, sin embargo, las comparaciones de distancia de transporte y productividad de camiones muestran que el diseño

alternativo es más ventajoso en comparación con el actual diseño, del cual al usar el modelo de optimización de ubicación, la distancia total de transporte (incluido el camión casa requerida) disminuirá 8.3% y la productividad del camión aumentará 5.9%. mientras que, al usar el modelo combo, la distancia de transporte general disminuirá 9.7% y la productividad del camión aumentará 12.6%.

Recomendaciones

- Se recomienda a la Universidad Privada del Norte seguir incorporando en sus programas educativos softwares mineros, esto es de vital importancia si queremos contar con profesional competentes y capaces, profesionales de la rama de ingeniería de minas que se desenvuelvan en el área de planeamiento.
- Se recomienda a la mina de oro de la región La Libertad incorporar en su plan técnico económico el diseño de botaderos de desmonte, ya que, si bien cierto estos no presentan ningún interés económico, mantiene un papel fundamental dentro de las operaciones mineras, es decir, los costos que implica trasladar el desmonte desde el tajo hasta los botaderos son elevados.
- Se recomienda a la mina de oro de la región La Libertad implementar el modelo matemático de programación mixta (MIP) ya que según los datos obtenidos demuestran que estos modelos son capaces de generar programas óptimos de colocación de rocas y ayudan en la planificación optima de descarga de desechos.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Araujo, R. W. (2018). Optimización de la flota de volquetes en el acarreo, para incrementar la producción en la mina los andes peru gold – huamachuco. (Tesis de pregrado). Universidad Nacional de Trujillo. doi:<http://dspace.unitru.edu.pe/handle/UNITRU/11045>
- Alarie, S. & Gamache, M. (2002) Overview of solution strategies used in truck dispatching systems for open pit mines, *International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment*, 16(1):59-76.<https://doi.org/10.1076/ijsm.16.1.59.3408>
- Amarsaikhan, T., Shimada, H., Wahyudi, S., Sasaoka, T., & Hamanaka, A. (junio de 2018). Optimización de la configuración del banco de descarga para mejorar la capacidad de descarga de desechos de la mina de carbón a cielo abierto Narynsukhait. *Investigación científica*, 9(6), 379-396. doi:10.4236 / ijg.2018.96024
- Butler, J. , George, T. ,& Scott, E. (2013) Simultaneous Pit and Waste Dump Schedule Optimization, paper presented to 2013 SME Annual Meeting, Denver, 24-27. Obtenido de <https://www.minemax.com/downloads/Minemax-Metal-Mining-SME-2013.pdf>
- Chura, H. ((2017)). . Optimizar el planeamiento a largo plazo de la mina a tajo abierto Tacaza - CIEMSA empleando los softwares mineros Gemcom Whittle y MineSight. (tesis de pregrado). Universidad Nacional del altiplano. doi:<http://repositorio.unap.edu.pe/handle/>
- Feliciano, J. C. (2018). Dimensionamiento de flota de camiones para el aumento de producción a 1 090 000 BCM en la MINA Colquijirca- Tajo Norte para el año 2016 (Tesis de pregrado). Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann- Tacna. Obtenido de http://repositorio.unjbg.edu.pe/bitstream/handle/UNJBG/3203/1484_2018_feliciano_mamani_jc_fain_minas.pdf?sequence=1
- GEOVIA (2013) Whittle Home. Obtenido de <https://www.3ds.com/products-services/geovia/products/whittle/>
- Huamani, N. J. (2018). Estandarización de la distancia de descarga de camiones mineros en botaderos de desmonte mina, mediante análisis de estabilidad de Taludes Unidad Minera Constancia. (Tesis de pregrado). Universidad Nacional San Agustín de Arequipa. Obtenido de <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/7319>
- INAP (2013) The Acid Rock Drainage Process. Obtenido de http://www.gardguide.com/index.php/Chapter_2
- Jacobo, J. (2018) Dimensionamiento de flota de acarreo considerando variables operativas de minado para incrementar la producción, minera La Zanja-Cajamarca.(Tesis pregrado) Universidad Nacional de Trujillo. <http://dspace.unitru.edu.pe/handle/UNITRU/11051>
- Kallrath, J. (2004) *Modelling Languages in Mathematical Optimization*, Kluwer Academic Publishers
- Ley general de Minería D.S. N°014–92–EM. Ministerio de Energía y Minas, Lima, 02 de junio de 1992.

- Li, Y., Topal, E., & Williams, D. (14 de junio de 2013). Optimización del vertido de roca estéril mediante programación de enteros mixtos (MIP). *Revista internacional de Minería, Recuperación y Medio ambiente*, 27(6), 425-436. doi:org/10.1080/17480930.2013.794513
- Lizotte, Y. y Bonates, E. (1987) Truck and shovel dispatching rules assessment using simulation, *Mining Science and Technology*, 5(1):45-58.
- Martínez, M. (2020). *Planificación de operaciones para la rehabilitación de botaderos de estériles en explotación de carbón en la Isla Riesco, Mina Invierno*. (Tesis de pregrado) Universidad de Concepción. Obtenido de <http://repositorio.udec.cl/jspui/handle/11594/434>
- Martínez, E. E. (2019). Mejoramiento de producción del carguío y transporte mediante la teoría de colas en Compañía Minera Los Andes Perú Gold SAC. (Tesis de pregrado). Universidad Nacional del centro del Perú. doi:<http://repositorio.uncp.edu.pe/handle/UNCP/4941>
- Hernández, R., Fernández, C. y Batista, M. P. (2014). *Metodología de la investigación científica*. (6ta ed). México: Mc Graw Hill
- Minemax, (2013). Minemax. Obtenido de <http://www.minemax.com>
- Montiel, L., Dimitrakopoulos, r., & Dimitrakopoulos, R. (16 de Noviembre de 2015). Optimización de complejos mineros con múltiples alternativas de procesamiento y transporte: un enfoque basado en la incertidumbre. *ELSEVIER*, 247(1), 116-178. doi:<https://doi.org/10.1016/j.ejor.2015.05.002>
- Puell, J. (12 de octubre de 2017). Metodología para la optimización del diseño de un botadero en minas a cielo abierto a gran escala. *Cogent Engineering*, 4(1), 1-11. doi:DOI: 10.1080 / 23311916.2017.1387955
- Ortíz, W. (2016). Diseño de botaderos de desmonte en open PIT usando Minestight 7.0 E.E. Piramide CIS Cuajone. (Tesis de pregrado). Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. <http://bibliotecas.unsa.edu.pe/bitstream/handle/UNSA/3256/MIorchw03.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Ramezanalizadeh, T., Monjezi, M., & Mousavnooghi, A. (10 de abril de 2020). Desarrollo de un modelo matemático integrado para optimizar el vertido de roca estéril satisfaciendo los aspectos ambientales. *Revista de Minería y Medio Ambiente*, 11(2), 577-585. doi:DOI: 10.22044/jme.2020.9293.1829
- Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional. D.S. N°024-2016-EM. Diario Oficial El Peruano Lima, 26 de julio del 2016.
- Reglamento para la Protección Ambiental en la Actividad Minero-Metalúrgica. D.S. N°016-93-EM. Ministerio de energía y minas, Lima, 28 de abril de 1993.
- Riméle, A., Dimitrakopoulos, R., & Gamache, M. (agosto de 2018). Un método de optimización estocástica con eliminación de residuos y relaves en el pozo para la planificación de la producción de la vida útil de la mina a cielo abierto. *ELSEVIER*, 57, 112-121. doi:doi.org/10.1016/j.resourpol.2018.02.006
- Sommerville, K & Heyes, J. (2009) Be open to closure – It can save you money, in proceedings Iron Ore 2009, Perth, WA, pp 317 - 322, (The Australasian Institute of Mining and Metallurgy

- Soto, C. y Tarazona, N. (2016) Diseño, validación e implementación de una aplicación de acarreo en minería superficial (Tesis pregrado) Pontificia Universidad Católica del Perú
- Sommerville, K & Heyes, J.(2009) Be open to closure – It can save you money, in proceedings Iron Ore 2009, Perth, WA, pp 317 - 322, (The Australasian Institute of Mining and Metallurgy).
- Taha, A. (2007) Operations research: an introduction, 813 p (Upper Saddle River)
- Topal, E.(2003) Advanced underground mine scheduling using mixed integer programming, (PhD Thesis) Colorado School of Mines, CO, USA
- Villalobos, M. (2015). *Propuesta de mejora del sistema de carguío y acarreo para reducir los costos del área de operaciones de una unidad minera.* (Tesis de pregrado). Universidad Privada del Norte. Obtenido de <http://hdl.handle.net/11537/10340>

ANEXOS

ANEXO 1: Matriz De Consistencia

TÍTULO: DISEÑO DE UN PROGRAMA ÓPTIMO DE COLOCACIÓN DE ROCAS PARA LA PLANIFICACIÓN DE BOTADEROS DE DESMONTE DE UNA MINA DE ORO EN LA REGIÓN LA LIBERTAD, 2020					
PROBLEMA	HIPÓTESIS	OBJETIVOS	VARIABLES	METODOLOGÍA	POBLACIÓN
¿Cómo un diseño de un programa óptimo de colocación de rocas mejoraría la planificación de botaderos de desmonte de la mina de oro en la región La Libertad, 2020?	El diseño de un programa de colocación de rocas si mejora la planificación de botaderos de desmonte de la mina de oro en la región La Libertad, 2020.	<u>O. GENERAL</u> Diseñar un programa óptimo de colocación de rocas para mejorar la planificación de botaderos de desmonte de una mina de oro en la región La Libertad, 2020.	VARIABLE 1 Diseño de un programa óptimo de colocación de rocas.	Tipo de investigación cuantitativa, con diseño experimental no explicativo	La población está constituida por la mina de oro a tajo abierto en la región La Libertad.
		<u>O. ESPECÍFICOS:</u> - Describir la situación actual de la mina de oro a tajo abierto en la región La Libertad. - Analizar el tiempo de las operaciones de acarreo en la mina de oro en la región La libertad. -Realizar la simulación en base a la programación de enteros mixtos en la mina de oro en la región La Libertad.	VARIABLE 2: Planificación de botaderos de desmonte de una mina de oro.	TÉCNICAS La técnica de análisis documental. Observación Los Métodos: analítico, sistémico método técnico: tres modelos de programación mixta (MIP):	MUESTRA La muestra está constituida por los 02 botaderos de desmonte de la mina de oro a tajo abierto en la región La Libertad.

FUENTE: Elaboración propia

ANEXO 2: Matriz de Operacionalización de Variables

TÍTULO: DISEÑO DE UN PROGRAMA ÓPTIMO DE COLOCACIÓN DE ROCAS PARA LA PLANIFICACIÓN DE BOTADEROS DE DESMONTE DE UNA MINA DE ORO EN LA REGIÓN LA LIBERTAD, 2020					
VARIABLES	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES	INSTRUMENTO
VARIABLE DEPENDIENTE: PLANIFICACIÓN DE BOTADEROS DE DESMONTE DE UNA MINA DE ORO	Método que consiste en generar cronogramas de minería, procesamiento y transporte que den cuenta de las formas y momentos en que se irán llenando las diferentes áreas de los botaderos (Puell, 2017).	Describe soluciones disponibles para aumentar el tamaño de los equipos, mejorar el rendimiento de confiabilidad de la maquinaria y proporcionar mejores condiciones de operación.	Dimensionamiento de flota	Maquinaria de acarreo	Guía de observación
				Maquinaria de transporte	
				Tiempo de acarreo	
				Tiempo de carguío	
			Producción	Tonelaje de mineral	
				Tonelaje de desmonte	
VARIABLE INDEPENDIENTE: DISEÑO DE UN PROGRAMA ÓPTIMO DE COLOCACIÓN DE ROCAS	Estrategia de llenado que indica la forma y el momento en que se deben ir llenando las distintas zonas del botadero y así minimizar los costos de transporte por traslado del material. (Yucra,2016).	Describe un programa del movimiento volumétrico de material desde su ubicación original in situ en un pit hasta la ubicación de descanso final en un botadero de roca.	Modelo matemático	Modelado de programación entera mixta	Algoritmo

FUENTE: Elaboración propia

ANEXO N°3: FICHA DE OBSERVACIÓN DOCUMENTAL

LUGAR: Mina de oro a tajo abierto en la región La Libertad

RESPONSABLE DEL REGISTRO: Vásquez Rojas, Edinson Rosmel

FECHA:

HORA:

FICHA DE OBSERVACIÓN DOCUMENTAL	
ASPECTOS	OBSERVACIÓN
UBICACIÓN	Distrito de Huamachuco, provincia de Sánchez Carrión, región La Libertad.
GEOGRAFÍA	Se emplaza en la vertiente oriental de la cordillera occidental de los andes centrales.
ALTITUD	Entre los 3100 m.s.n.m a 3700 m.s.n.m.
YACIMIENTO	Yacimiento pórfido de Cu-Au-(Mo).
METODO DE EXPLOTACIÓN	Tajo abierto (contempla las operaciones de perforación, voladura, carguío y apilamiento de mineral en el pad de lixiviación)
RESERVAS	Se estiman en 38 543 958 toneladas con una ley de 0.57 g/t de Au.
PRODUCCIÓN	24 000 t/d de mineral con una vida útil de 6 años.
RELACIÓN DESMONTE/MINERAL	De 1.08 (41 627 475 toneladas de desmonte).
TAJOS DE PRODUCCIÓN	Tajos Calaorco y Ethel- un área total de 41 ha; el tajo Calaorco con 32,1 ha y 330 m de profundidad, y el tajo Ethel con 8.9 ha y 176 m de profundidad.
DEPÓSITOS DE DESMONTES	Se cuenta con 5 depósitos de desmonte con una capacidad de 74 Mt, ocupan una superficie de 100.98 ha y un volumen de 41.1 millones de m ³ .
MATERIAL ORGÁNICO	Cuenta con 3 depósitos de Top Soil con una capacidad de 0.3 Mm ³ .

FUENTE: Elaboración propia

ANEXO N°4: Modelo de optimización en AMPL CODE

<pre> set BT dimen 3; set tperiod = setof {(t,p,b) in BT} t; set pit{t in tperiod}= setof {(t,p,b) in BT} p; set block{t in tperiod, p in pit[t]}= setof {(t,p,b) in BT} b; set PET dimen 3; set pe {t in tperiod, p in pit[t]}=setof {(t,p,e1) in PET} e1; set mDump dimen 4; set fDump dimen 4; set SP dimen 4; set rDump within mDump; set DUMP = mDump union fDump union SP; set nDump= setof {(n,k,i,j) in DUMP} n; set kDump{n in nDump}= setof {(n,k,i,j) in DUMP} k; set iDump{n in nDump}= setof {(n,k,i,j) in DUMP} i; set jDump{n in nDump}= setof {(n,k,i,j) in DUMP} j; set DET dimen 3; set de {t in tperiod, n in nDump}=setof {(t,n,e2) in DET} e2; set mbDump:= mDump diff rDump; set mfDump:= mDump union fDump; set nofDump:= DUMP diff fDump; set norDump:= DUMP diff rDump; set rcDump dimen 4; </pre>	Set declaration
--	-----------------

<pre> param bcx{t in tperiod, p in pit[t], b in block[t,p]}>=0; param bcy{t in tperiod, p in pit[t], b in block[t,p]}>=0; param bcz{t in tperiod, p in pit[t], b in block[t,p]}>=0; param bsize{t in tperiod, p in pit[t], b in block[t,p]}>=0; param bysize{t in tperiod, p in pit[t], b in block[t,p]}>=0; param bsize{t in tperiod, p in pit[t], b in block[t,p]}>=0; param BV{t in tperiod, p in pit[t], b in block[t,p]}>=0; param Grade{t in tperiod, p in pit[t], b in block[t,p]}; param Acid{t in tperiod, p in pit[t], b in block[t,p]}; param GradeLB>0; param AcidUB>0; param S >=0; param Dc{n in nDump, k in kDump[n], i in iDump[n], j in jDump[n]: (n,k,i,j) in DUMP} default 0 ; param Dcsize{n in nDump, k in kDump[n], i in iDump[n], j in jDump[n]: (n,k,i,j) in DUMP} default 0 ; param Dcsize{n in nDump, k in kDump[n], i in iDump[n], j in jDump[n]: (n,k,i,j) in DUMP} default 0 ; param Dczsize{n in nDump, k in kDump[n], i in iDump[n], j in jDump[n]: (n,k,i,j) in DUMP} default 0 ; param EDb2pe {t in tperiod, p in pit[t], b in block[t,p], e1 in pe[t,p]}>=0; param EDpe2de {t in tperiod, p in pit[t], e1 in pe[t,p], n in nDump, e2 in de[t,n]}>=0; param EDde2d {t in tperiod, n in nDump, e2 in de[t,n], k in </pre>	<p>Parameter declaration</p>
---	----------------------------------

<pre> kDump[n], i in iDump[n], j in jDump[n]]>=0; param EDsp2d {t in tperiod, n in nDump, k in kDump[n], i in iDump[n], j in jDump[n]: (n,k,i,j) in mDump}>=0; param dl{n in nDump}>=0; param dw{n in nDump}>=0; param dh{n in nDump}>=0; param Discount>=0; </pre>	
--	--

<pre> var V2d{t in tperiod, p in pit[t], b in block[t,p], e1 in pe[t,p], n in nDump, e2 in de[t,n], k in kDump[n], i in iDump[n], j in jDump[n]} >=0, <=BV[t,p,b]; var X2d{t in tperiod, n in nDump, k in kDump[n], i in iDump[n], j in jDump[n]: (n,k,i,j) in mfDump}>=0,<=1; var Vsp2d{t in tperiod, n in nDump, k in kDump[n], i in iDump[n], j in jDump[n]: (n,k,i,j) in mDump} >=0; var Bd{t in tperiod, n in nDump, k in kDump[n]: n<>'inert_rock_stockpile'} binary; </pre>	Variable declaration
--	-------------------------

<p>minimize Overall:</p> $\sum \{t \text{ in } tperiod, p \text{ in } pit[t], b \text{ in } block[t,p], e1 \text{ in } pe[t,p], n \text{ in } nDump, e2 \text{ in } de[t,n], k \text{ in } kDump[n], i \text{ in } iDump[n], j \text{ in } jDump[n]: (n,k,i,j) \text{ in } DUMP\}$ $(EDb2pe[t,p,b,e1]+EDpe2de[t,p,e1,n,e2]+EDde2d[t,n,e2,k,i,j])/((1+Discount)^t)*V2d[t,p,b,e1,n,e2,k,i,j]$ <p>+</p> $\sum \{t \text{ in } tperiod, n \text{ in } nDump, k \text{ in } kDump[n], i \text{ in } iDump[n], j \text{ in } jDump[n]: (n,k,i,j) \text{ in } mDump\}$ $EDsp2d[t,n,k,i,j]/((1+Discount)^t)*Vsp2d[t,n,k,i,j];$	<p>Objective function</p>
<p>s.t. $A\{t \text{ in } tperiod, p \text{ in } pit[t], b \text{ in } block[t,p]: Grade[t,p,b]<GradeLB\}$:</p> $\sum \{e1 \text{ in } pe[t,p], n \text{ in } nDump, e2 \text{ in } de[t,n], k \text{ in } kDump[n], i \text{ in } iDump[n], j \text{ in } jDump[n]: (n,k,i,j) \text{ in } nofDump\}V2d[t,p,b,e1,n,e2,k,i,j]= BV[t,p,b];$ <p>s.t. $A1\{t \text{ in } tperiod, p \text{ in } pit[t], b \text{ in } block[t,p]: Acid[t,p,b]>=AcidUB\}$:</p> $\sum \{e1 \text{ in } pe[t,p], n \text{ in } nDump, e2 \text{ in } de[t,n], k \text{ in } kDump[n], i \text{ in } iDump[n], j \text{ in } jDump[n]: (n,k,i,j) \text{ in } rDump\}V2d[t,p,b,e1,n,e2,k,i,j]= BV[t,p,b];$ <p>s.t. $A2\{t \text{ in } tperiod, p \text{ in } pit[t], b \text{ in } block[t,p]: Grade[t,p,b]>=GradeLB \text{ and } Acid[t,p,b]<AcidUB\}$:</p> $\sum \{e1 \text{ in } pe[t,p], n \text{ in } nDump, e2 \text{ in } de[t,n], k \text{ in } kDump[n], i \text{ in } iDump[n], j \text{ in } jDump[n]: (n,k,i,j) \text{ in } Dump\}V2d[t,p,b,e1,n,e2,k,i,j]= BV[t,p,b];$	<p>Mining schedule and material segregation constraint sets</p>

<p>s.t. B0 {n in nDump, k in kDump[n], i in iDump[n], j in jDump[n]: (n,k,i,j) in rcDump}:</p> <p>sum {t in tperiod, p in pit[t], b in block[t,p], e1 in pe[t,p], e2 in de[t,n]}S*V2d[t,p,b,e1,n,e2,k,i,j]</p> <p>+sum{t in tperiod}S*Vsp2d[t,n,k,i,j]</p> <p>= Dc[n,k,i,j];</p> <p>s.t. B11{t in tperiod, n in nDump, k in kDump[n], i in iDump[n], j in jDump[n]: (n,k,i,j) in mDump}:</p> <p>sum{tt in tperiod, p in pit[tt], b in block[tt,p], e1 in pe[tt,p], e2 in de[tt,n]: t-tt>=0}S*V2d[tt,p,b,e1,n,e2,k,i,j]</p> <p>+sum{tt in tperiod: t-tt>=0}S*Vsp2d[tt,n,k,i,j]</p> <p>=X2d[t,n,k,i,j]*Dc[n,k,i,j];</p> <p>s.t. B13{t in tperiod, n in nDump, k in kDump[n], i in iDump[n], j in jDump[n]: (n,k,i,j) in fDump }:</p> <p>sum{tt in tperiod, p in pit[tt], b in block[tt,p], e1 in pe[tt,p], e2 in de[tt,n]: t-tt>=0 and Grade[tt,p,b]>=GradeLB and Acid[tt,p,b]<AcidUB}S*V2d[tt,p,b,e1,n,e2,k,i,j]</p> <p>=X2d[t,n,k,i,j]*Dc[n,k,i,j];</p>	<p>Dump block capacity constraint sets</p>
--	--

<p>s.t. B2{t in tperiod}:</p> $0 \leq \sum\{tt \text{ in } tperiod, p \text{ in } pit[tt], b \text{ in } block[tt,p], e1 \text{ in } pe[tt,p], n \text{ in } nDump, e2 \text{ in } de[tt,n], k \text{ in } kDump[n], i \text{ in } iDump[n], j \text{ in } jDump[n]:$ $(n,k,i,j) \text{ in } SP \text{ and } t-tt \geq 0 \text{ and } Acid[tt,p,b] < AcidUB \text{ and } Grade[tt,p,b] < GradeLB\} S * V2d[tt,p,b,e1,n,e2,k,i,j]$ $- \sum\{ttt \text{ in } tperiod, n \text{ in } nDump, k \text{ in } kDump[n], i \text{ in } iDump[n], j \text{ in } jDump[n]: t-ttt \geq -1 \text{ and } (n,k,i,j) \text{ in } mDump\} S * Vsp2d[ttt,n,k,i,j]$ $\leq \sum\{n \text{ in } nDump, k \text{ in } kDump[n], i \text{ in } iDump[n], j \text{ in } jDump[n]: (n,k,i,j) \text{ in } SP\} Dc[n,k,i,j];$ <p>s.t. B4:</p> $\sum\{t \text{ in } tperiod, p \text{ in } pit[t], b \text{ in } block[t,p], e1 \text{ in } pe[t,p], n \text{ in } nDump, e2 \text{ in } de[t,n], k \text{ in } kDump[n], i \text{ in } iDump[n], j \text{ in } jDump[n]:$ $(n,k,i,j) \text{ in } SP \text{ and } Acid[t,p,b] < AcidUB \text{ and } Grade[t,p,b] < GradeLB\} V2d[t,p,b,e1,n,e2,k,i,j]$ $- \sum\{t \text{ in } tperiod, n \text{ in } nDump, k \text{ in } kDump[n], i \text{ in } iDump[n], j \text{ in } jDump[n]: (n,k,i,j) \text{ in } mDump\} Vsp2d[t,n,k,i,j]$ $\geq 0;$ <p>s.t. B5:</p> $\sum\{t \text{ in } tperiod, n \text{ in } nDump, k \text{ in } kDump[n], i \text{ in } iDump[n], j \text{ in } jDump[n]: t=1 \text{ and } (n,k,i,j) \text{ in } mDump\} Vsp2d[t,n,k,i,j] = 0;$	<p>Stockpile and re-handle material flow constraint sets</p>
---	--

<p>s.t. C10{t in tperiod, n in nDump, k in kDump[n]:n='main_dump'}:</p> <p>sum{tt in tperiod, p in pit[tt], b in block[tt,p], e1 in pe[tt,p], e2 in de[tt,n], i in iDump[n], j in jDump[n]: (n,k,i,j) in mDump and t-tt>=0}S*V2d[tt,p,b,e1,n,e2,k,i,j]</p> <p>+sum{tt in tperiod, i in iDump[n], j in jDump[n]: (n,k,i,j) in mDump and t-tt>=0 }S*Vsp2d[tt,n,k,i,j]</p> <p>-</p> <p>sum{i in iDump[n], j in jDump[n]:(n,k,i,j) in mDump}Dc[n,k,i,j]*Bd[t,n,k]>=0;</p> <p>s.t. C20{t in tperiod, n in nDump, k in kDump[n]: k+dh[n] in kDump[n] and n='main_dump'}:</p> <p>sum{p in pit[t], b in block[t,p], e1 in pe[t,p], e2 in de[t,n], i in iDump[n], j in jDump[n]: (n,k+dh[n],i,j) in mDump}S*V2d[t,p,b,e1,n,e2,k+dh[n],i,j]</p> <p>+sum{i in iDump[n], j in jDump[n]:(n,k+dh[n],i,j) in mDump}S*Vsp2d[t,n,k+dh[n],i,j]</p> <p>-</p> <p>sum{i in iDump[n], j in jDump[n]:(n,k+dh[n],i,j) in mDump}Dc[n,k+dh[n],i,j]*Bd[t,n,k]<=0;</p> <p>s.t. C11{t in tperiod, n in nDump, k in kDump[n]:n='marginal_grade_stockpile'}:</p> <p>sum{tt in tperiod, p in pit[tt], b in block[tt,p], e1 in pe[tt,p], e2 in de[tt,n], i in iDump[n], j in jDump[n]: (n,k,i,j) in fDump and t-tt>=0}S*V2d[tt,p,b,e1,n,e2,k,i,j]</p> <p>-</p> <p>sum{i in iDump[n], j in jDump[n]:(n,k,i,j) in</p>	<p>Lift-by-lift construction sequence constraint sets</p>
---	---

$fDump)Dc[n,k,i,j]*Bd[t,n,k] \geq 0;$ s.t. $C21\{t \text{ in } tperiod, n \text{ in } nDump, k \text{ in } kDump[n]: k+dh[n] \text{ in } kDump[n] \text{ and } n='marginal_grade_stockpile'}:$ $sum\{p \text{ in } pit[t], b \text{ in } block[t,p], e1 \text{ in } pe[t,p], e2 \text{ in } de[t,n], i \text{ in } iDump[n], j \text{ in } jDump[n]: (n,k+dh[n],i,j) \text{ in } fDump\}S*V2d[t,p,b,e1,n,e2,k+dh[n],i,j]$ - $sum\{i \text{ in } iDump[n], j \text{ in } jDump[n]: (n,k+dh[n],i,j) \text{ in } fDump\}Dc[n,k+dh[n],i,j]*Bd[t,n,k] \leq 0;$	
---	--

Fuente: Elaboración propia, 2020.